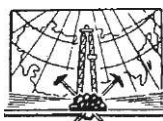


П. Я. ТАРАНОВ

БУРОВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ

ИЗДАНИЕ ВТОРОЕ

*Допущено
Министерством высшего и среднего
специального образования СССР в качестве учебника
для горных вузов и факультетов*



ИЗДАТЕЛЬСТВО «НЕДРА»
Москва 1964

УДК 622.235+622.233(07)

*Рецензент — кафедра буровзрывных работ Ленинградского
горного института им. Г. В. ПЛЕХАНОВА*

АННОТАЦИЯ

В книге рассмотрен весь комплекс вопросов, связанных с проведением буровзрывных работ при строительстве и эксплуатации шахт и карьеров, дано описание современных методов бурения шпуров и скважин, а также конструкций буровых машин, рассмотрена теория взрывчатых веществ, применяемые взрывчатые материалы, приведен расчет зарядов при производстве взрывных работ.

Книга составлена в соответствии с программой курса «Буровзрывные работы» для специальностей «Разработка месторождений полезных ископаемых» и «Строительство горных предприятий» и предназначена в качестве учебника для студентов горных вузов и факультетов. Для студентов заочников в книге приведены примеры решения задач по теории ВВ и расчетам зарядов для различных условий открытых и подземных работ. Книга может быть использована также инженерно-техническими работниками, занятыми на строительстве и эксплуатации шахт, карьеров и рудников.

ВВЕДЕНИЕ

Основной экономической задачей советского народа на ближайшие 20 лет является, как это указано в Программе КПСС, принятой XXII съездом партии, создание материально-технической базы коммунизма. Решение этой задачи требует высоких темпов развития всех отраслей народного хозяйства и повышения производительности труда.

Горнодобывающая промышленность, обеспечивающая топливом и сырьем другие отрасли промышленности и строительство имеет большое значение для развития народного хозяйства нашей страны.

В горнодобывающей промышленности очень широкое, преобладающее применение имеют буровзрывные работы, которые, как и механизация и автоматизация производственных процессов, облегчают труд человека и повышают его производительность. Поэтому совершенствование техники и технологии буровзрывных работ имеет важное значение.

Взрывные работы широко применяются не только в горнодобывающей промышленности, но и во многих других отраслях народного хозяйства: в сельском хозяйстве при мелиоративных и плантажных работах, в строительном деле, на металлургических заводах (для разделки «козлов» в печах, дробления металла и др.), в дорожном строительстве, при строительстве судоходных и оросительных каналов, в металлообрабатывающей и машиностроительной промышленности (для клепки, штамповки) и т. д.

Дальнейший мощный подъем горнодобывающей промышленности требует резкого улучшения технологии буровзрывных работ в целях повышения их безопасности и эффективности и повышения коэффициента использования потенциальной энергии взрывчатых веществ, расширения области применения взрывных работ, значительного повышения качества взрывчатых материалов и снижения их стоимости.

Первым взрывчатым веществом, примененным для взрывания, был дымный порох, открытый, по утверждению Бертелло, в X веке.

В Европе порох, как метательное средство, стал известен в XIII веке, а в XIV веке почти все государства Европы имели артиллерию. В XV веке порох начали использовать для минно-подрывных работ с целью разрушения укреплений противника.

В горном деле порох начали применять в начале XVII века на рудниках Чехословакии. К концу XVII века взрывные работы получили распространение в горной промышленности уже во многих государствах Европы.

" В конце XVIII и начале XIX века в ряде областей науки и техники были сделаны крупные открытия, на основе которых стала быстро развиваться промышленность, в частности химическая. В результате успешного развития химии, как науки, начали появляться новые, более мощные взрывчатые вещества (нитробензол — 1834 г., нитронафталин — 1836 г., пироксилин, или нитроцеллюлоза, — 1846 г., нитроглицерин — 1847 г. и др.).

Большим событием в области развития взрывчатых веществ было получение А. Собrero нитроглицерина в 1847 г. Нитроглицерин — жидкое взрывчатое вещество, полученное путем обработки глицерина азотной кислотой. Однако ввиду большой чувствительности к удару и трению и вследствие неудобства работы с жидким взрывчатым веществом применение нитроглицерина вначале было весьма незначительно, а вскоре и совсем прекратилось.

Большая заслуга в деле разработки технологии изготовления нитроглицерина, всестороннего испытания его свойств и разработки способов применения принадлежит акад. Н. Н. Зинину и полковнику артиллерии В. Ф. Петрушевскому. Ими в 1860—1862 гг. было изготовлено и испытано 163 пуда различных нитроглицериновых взрывчатых веществ (динамитов), в том числе и динамита Петругевского, который состоял из 75% нитроглицерина и 25% углекислой магнезии, служившей поглотителем нитроглицерина. С 1867 г. динамиты начали применять для взрывных работ при разработке золотоносных россыпей в Якутии.

Акад. Н. Н. Зинин разработал также способ получения синтетическим путем анилина, являющегося исходным продуктом для изготовления мощных взрывчатых веществ.

В восьмидесятых годах XIX века по предложению проф. Й. М. Чельцова стали изготовлять и применять при взрывных работах аммиачно-селитренные взрывчатые вещества. Основными ком-

понентами их являются аммиачная селитра и нитропроизводные ароматического ряда. В настоящее время эти взрывчатые вещества благодаря большей безопасности и дешевизне применяются шире, чем динамиты.

Наряду с расширением ассортимента взрывчатых веществ и улучшением их качества совершенствовалась и техника производства буровзрывных работ.

В 1927 г. на строительстве Днепровской ГЭС был применен в большом масштабе метод взрывания с использованием скважин диаметром 15—20 см и глубиной до 30 м; величина заряда в каждой скважине составляла до 600 кг. Этот метод затем был значительно развит и усовершенствован в Магнитогорске и в настоящее время применяется на всех крупных карьерах.

Метод взрывания минными камерами в СССР применяется с 1930 г., когда в карьере «Ширяевец» в Жигулях были взорваны для добычи камня минные заряды общей массой 36,5 т. В 1936 г. в Коркино для образования траншеи с целью вскрытия мощного угольного пласта был произведен взрыв минных зарядов общей массой 1800 т при массе отдельных зарядов до 90 т. Метод минных камер широко используется для создания траншей, каналов, плотин и дамб, для перекрытия рек и т. п.

Дальнейший рост добычи полезных ископаемых и проведения подготовительных выработок требует значительного увеличения объемов буровзрывных работ и совершенствования их техники и организации.

Курс «Буровзрывные работы» состоит из двух частей:

в первой части изучаются взрывчатые материалы, их свойства и техника применения при взрывных работах, методы взрывных работ и способы расчета буровзрывного комплекса;

во второй части изучаются способы бурения шпуров и скважин, технология процесса бурения, устройство основных машин, применяемых при буровых работах, и правила эксплуатации буровых машин и инструмента.

В обеих частях курса освещаются вопросы организации работ и экономики, а также вопросы техники безопасности и охраны труда.

В 1961 г. в СССР была утверждена в качестве государственного стандарта (ГОСТ 9867—61) Международная система единиц (СИ), которую с 1 января 1963 г. начали постепенно вводить во все области науки и техники. В связи с этим в книге, наряду с прежними си-

стемными и внесистемными единицами измерения, приведены единицы системы СИ.

В книге вместо ранее применявшегося термина «вес» введено понятие «масса» и вместо «удельный вес» — «плотность», когда речь идет о количестве вещества или об удельном количестве вещества. Соотношения между прежними единицами измерения и единицами системы СИ приведены в табл. 13 приложения.

Автор выражает искреннюю признательность проф. А. Н. Ханукаеву, В. К. Бубок, В. А. Боровикову, Е. Г. Карпунову, Ю. М. Мисник, Н. А. Смирнову, В. В. Разамат, Л. М. Саврасову, Ю. А. Юрманову и Н. С. Бабичеву за ценные замечания и рекомендации, сделанные при рецензировании рукописи.

ВЗРЫВЧАТЫЕ ВЕЩЕСТВА И ВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ

Глава I

ТЕОРИЯ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ

§ 1. Взрыв, взрывчатое вещество, взрывные реакции

Взрывом называется явление крайне быстрого перехода вещества или системы веществ из одного состояния в другое, сопровождающееся выделением тепла и газов или паров, независимо от того, имелись ли эти газы или пары до взрыва или они образовались во время взрыва.

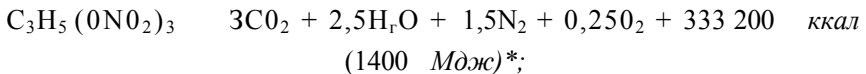
Взрыв в узком смысле, т.е. взрыв взрывчатого вещества (ВВ), это крайне быстрое химическое превращение вещества, сопровождающееся выделением большого количества тепла и образованием газов, способных производить механическую работу.

В соответствии с этим понятием взрывчатое вещество можно определить как вещество, способное под влиянием того или иного внешнего воздействия к крайне быстрому химическому превращению с выделением большого количества тепла и газов, которые могут производить работу.

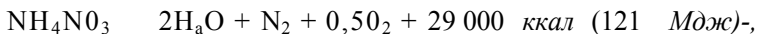
Для большинства ВВ количество газов, выделяющихся при взрыве 1 кг ВВ, находится в пределах 0,3—1 м³, количество тепла — 500—1500 ккал (2,1—6,3 Мдж), а скорость взрыва колеблется в широких пределах — от 100 до 10 000 м/сек.

Для иллюстрации вышеизложенного рассмотрим несколько примеров реакций взрывчатого разложения ВВ и отметим их характерные особенности (в приведенных ниже формулах масса ВВ и продуктов взрыва выражена в киломолях):

нитроглицерин

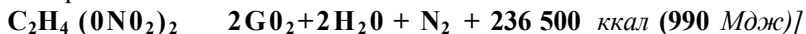


аммиачная селитра

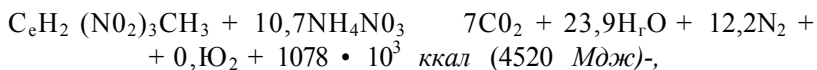


* 1000 ккал — 4,1868 Мдж.

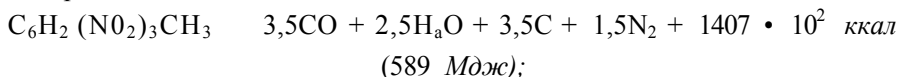
нитрогликоль



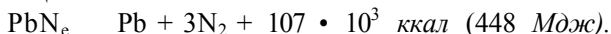
аммонит № 6, состоящий из смеси аммиачной селитры (79%) и тротила (21%),



тротил



. азид свинца



Взрыв ВВ основан на окислении кислородом горючих веществ (углерода и водорода). В промышленных ВВ носителем кислорода являются селитры и некоторые другие вещества.

В зависимости от избытка или недостатка кислорода в ВВ различают нулевой, положительный и отрицательный кислородный баланс.

Нулевым называют такой кислородный баланс, при котором количество кислорода в составе ВВ равно количеству, необходимому для полного окисления всех горючих элементов, входящих в состав ВВ. Если в составе ВВ имеется избыток кислорода, то кислородный баланс считается положительным, а если недостаток — отрицательным.

Добавляя к ВВ с положительным кислородным балансом горючие добавки (например, к аммиачной селитре древесную муку), можно получить взрывчатую смесь большей работоспособности, так как за счет избыточного кислорода взрывчатого компонента будут сгорать углерод и водород горючей добавки, повышая энергию ВВ.

Нитрогликоль относится к ВВ с нулевым кислородным балансом, так как в нем кислорода достаточно только для полного сгорания углерода и водорода.

Тротил является взрывчатым веществом с отрицательным кислородным балансом. При взрыве тротила выделяются: ядовитый газ — окись углерода, частично свободный водород и частично свободный углерод.

Реакция взрыва ВВ с небольшим положительным или с нулевым кислородным балансом протекает с полным сгоранием углерода и водорода и выделением максимальной энергии.

§ 2. Кислородный баланс и ядовитые газы взрыва

Чем больше отклоняется кислородный баланс в ту или другую сторону от нулевого значения, тем меньше потенциальная энергия ВВ по сравнению с тем уровнем ее, который был бы при нулевом

кислородном балансе, и тем больше выделяется ядовитых газов. При избытке кислорода выделяется некоторое количество окиси азота, а при недостатке кислорода выделяется окись углерода.

При изготовлении промышленных ВВ их состав подбирают так, чтобы получать ВВ с нулевым или с небольшим (0,2—3%) положительным кислородным балансом, чтобы при горении бумажной парафинированной гильзы патрона не получалось окиси углерода. Массу гильзы ограничивают: на 100 г ВВ масса бумажной обертки должна быть не более 3 г и парафина — не более 2,5 г.

Взрывчатые вещества с небольшим положительным или с нулевым кислородным балансом теоретически не должны давать ядовитых газов. Однако практически они дают некоторое количество их. Ядовитые газы при взрыве таких ВВ образуются вследствие диссоциации CO_2 , или неполного взрыва (из-за недоброкачества детонатора и ВВ и по другим причинам), либо вторичных реакций, протекающих после взрыва, при которых происходит взаимодействие между неостывшими газами взрыва и минеральной пылью шпура. Диссоциация углекислоты ($2\text{CO}_2 \rightleftharpoons 2\text{CO} + \text{O}_2$) происходит при высоких температурах взрыва. Высокое давление, напротив, препятствует диссоциации. При температурах, не превышающих 2800°K , диссоциация CO_2 незначительна.

Взрывчатые вещества с отрицательным кислородным балансом всегда дают много окиси углерода.

Для подземных работ допускаются ВВ с нулевым или с небольшим положительным кислородным балансом, которые при взрывании в стальной бомбе выделяют ядовитых газов в общей сумме не более 40 дм^3 на 1 кг ВВ в пересчете на окись углерода. Пересчет окислов азота на окись углерода производится умножением количества окислов азота на коэффициент 6,5, а сернистых газов на 2,5, так как считают, что 1 дм^3 окислов азота эквивалентен по токсичности 6,5 дм^3 , а 1 дм^3 сернистых газов — 2,5 дм^3 окиси углерода.

§ 3. Определение количества газов взрыва

Количество газов взрыва определяют теоретически по реакции взрыва и опытным путем.

Теоретически количество газов взрыва определяют на основании закона Авогадро, считая, что газы взрыва, приведенные к нормальным условиям (температура 0°C или 273°K^* и давление 760 мм рт. ст. **) имеют одинаковый молекулярный объем 22,4 $\text{м}^3/\text{кмоль}$.

Объем газов при взрыве 1 кмоль ВВ

$$V_0 = 22,4E_n, \quad (1)$$

где E_n — суммарное количество киломолей всех газов взрыва.

* Точно $273,16^\circ \text{K}$ -

** Давление 760 мм рт. ст. = $1,033 \text{ кг/см}^2 = 1,033 \text{ ат} = 1013 \text{ к/ж}^2$.

Объем газов при взрыве 1 кг ВВ, называемый удельным объемом,

$$V_0 = \frac{22,4In}{M}$$

где M — молекулярная масса ВВ, кг/кмоль

Если взрывчатое вещество является не химическим соединением, а смесью, то удельный объем подсчитывают по формуле

$$V_0 = \frac{22,4In}{M_1N_1 + M_2N_2 + \dots}$$

где M_1, M_2 и т. д. — молекулярные массы отдельных компонентов взрывчатой смеси, кг/кмоль

N_1, N_2 и т. д. — количество киломолей компонентов взрывчатой смеси;

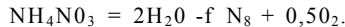
Σn — суммарное количество киломолей всех газов, получающихся при взрыве данного количества взрывчатой смеси.

Если требуется определить удельный объем для других температурных условий, то пользуются уравнением

$$V_t = V_0 \frac{273}{T} \quad (3)$$

Например, удельный объем при температуре 15° С (288° К) будет

Пример. Определить объем продуктов взрыва 1 кмоль аммиачной селитры. Реакция разложения аммиачной селитры при взрыве имеет следующий вид:



Объем газов при взрыве 1 кмоль ВВ

$$V_0 = 22,4In = 22,4 \cdot 3,5 = 78,4 \text{ м}^3/\text{кмоль}$$

Удельный объем газов взрыва

$$V = \frac{78,4}{M} = 80$$

Объем газообразных продуктов взрыва можно определить и другим методом — путем замера давления газов в стальной бомбе после взрыва в ней заряда ВВ. При этом методе бомба после взрыва выдерживается в течение 60 мин для охлаждения и выравнивания температуры стенок бомбы с окружающей температурой. Затем измеряется давление внутри бомбы.

Объем газов, приведенный к нормальным условиям (давление 760 мм рт. ст., или 101 325 н/м² и температура 273° К), вычисляют по формуле

$$V = \frac{V_p \cdot 273}{760T}$$

где V — объем бомбы, м³;

p — давление в бомбе после взрыва, мм рт. ст.;

T — температура газов в бомбе, °К.

Затем устанавливают объем сконденсировавшейся воды (бомбу продувают сухим воздухом, который затем проходит через сосуды с хлористым кальцием и отдает последнему воду, вынесенную из бомбы), который прибавляют к вычисленному значению $1/\rho$, получая при этом объем $2V_0$.

На основании полученного результата вычисляют удельный объем (объем для 1 кг ВВ) газов взрыва при парообразной воде

$$V_0 = \quad (5)$$

где G — масса взорванного заряда, кг.

В целях сохранности бомбы плотность заряжения, т. е. отношение массы заряда к объему бомбы (или сосуда, в котором взрывается заряд), принимают не более $0,02 \text{ кг/дм}^3$.

§ 4. Определение теплоты взрыва

Теплота взрыва может быть определена теоретически по формуле реакции взрыва или опытным путем.

Теоретически теплота взрыва определяется на основании закона акад. Г. И. Гесса. В применении к реакции взрыва этот закон можно сформулировать так: количество теплоты, выделяющейся при взрыве, равно суммарной теплоте образования продуктов взрыва за вычетом теплоты образования самого ВВ, т. е.

$$Q = \sum Q_{\text{ки}} + \sum Q_{\text{И}} + \dots - Q_{\text{Н}}, \quad (6)$$

где Q — теплота взрыва 1 кмоль ВВ, ккал или кдж;

$Q_{\text{И}}$, $Q_{\text{И}2}$ и т. д. — теплота образования для различных продуктов взрыва; ккал/кмоль или кдж/кмоль;

ν_1 , ν_2 и т. д. — количество киломолей продуктов взрыва;

$Q_{\text{Н}}$ — теплота образования 1 кмоль ВВ, ккал или кдж.

Теплота взрыва 1 кг ВВ определится по формуле

$$C = 7 P \quad (7)$$

Для 1 кг взрывчатой смеси теплота взрыва определяется по формуле

$$Q_v = \frac{\sum \nu_i Q_{\text{ки}i} + \sum \nu_j Q_{\text{И}j} - (\sum \nu_k Q_{\text{Н}k} + \dots)}{N_1 M_1 + N_2 M_2 + \dots}, \quad (8)$$

где $Q_{\text{Н}1}$, $Q_{\text{Н}2}$ и т. д. — теплота образования различных компонентов взрывчатой смеси.

Теплота образования некоторых ВВ и продуктов взрыва при постоянном давлении и температуре 15°C , приведена в табл. 1.

Теплота взрыва при постоянном объеме (в момент взрыва, до расширения газов) Q_v больше величины Q , вычисленной по формуле (6), на количество тепла AQ , расходуемого на работу расширения, т. е.

$$Q_v = Q + AQ = Q + Z_n RT, \quad (9)$$

где R — газовая постоянная, равная $1,987 \text{ ккал/кмоль} \cdot \text{град}$;

— суммарное количество киломолей газов взрыва.

Таблица 1

Вещество	Химическая формула	Теплота образования при температуре 15° С (288° К) и давлении 760 мм рт. ст. (1,033 ат)	
		ккал/кмоль	кдж/кмоль
Аммиачная селитра	NH ₄ NO ₃	+88 600	+371 000
Динитронафталин	C ₁₀ H ₆ (NO ₂) ₂	-5 700	-23 630
Нитроглицерин	C ₃ H ₅ (ONO ₂) ₃	+94 200	+395 000
Нитроглицоль	C ₂ H ₄ (ONO ₂) ₂	+67 700	+283 000
Тэн	C ₅ H ₈ (ONO ₂) ₄	+123 000	+516 000
Тротил	C ₆ H ₂ (NO) ₃ CH ₃	+16 500	+69 300
Пироксилин	C ₂₄ H ₂₉ O ₉ (ONO ₂) _U	+624 000	+2610 000
Коллодионный хлопок	C ₂₄ H ₃₁ O ₁₁ (ONO ₂) ₉	+705 000	4-2950 000
Гремучая ртуть	Hg(CNO) ₂	-62 800	-258 500
Вода (пар)	H ₂ O	+57 800	+241 500
Вода (жидкость)	H ₂ O	+68 400	+286 000
Углекислый газ	CO ₂	+94 300	+395 000
Окись углерода	CO	+26 200	+109 800
Окись азота	NO	-26 600	-111 200
Закись азота	N ₂ O	-20 600	-86 400
Метан	CH ₄	+18 600	+78 000
Целлюлоза	C ₆ H ₁₀ O ₆	+200 000	+83 900

При температуре 15° С (288° К)

$$AQ = ZnRT = 1,987 \cdot 288 \cdot \quad = 572Eи, \text{ ккал}$$

Следовательно, теплота взрыва 1 кмоль ВВ' при постоянном объеме (т. е. в момент взрыва)

$$Q_y = Q + 572Eи, \text{ ккал.} \quad (10)$$

Для 1 кг ВВ теплота взрыва при постоянном объеме

$$= \frac{m'}{M}, \text{ ккал/кг,} \quad (11)$$

Пример. Определить теплоту взрыва 1 кмоль и 1 кг аммиачной селитры



Находим по табл. 1 теплоту образования аммиачной селитры ($Q_n = -f \cdot 88\,600$ ккал/кмоль) и (продуктов взрыва (вода — $q_1 = 57\,800$ ккал/кмоль); теплота образования азота и кислорода $q_2 = 0$ и $dz = 0$, так как газы находятся в свободном состоянии).

Теплота взрыва 1 кмоль ВВ

$$Q = q_{xn} \cdot L + q_{n2} + q_{ns} \rightarrow Q_n = 57\,800 \cdot 2 - 88\,600 = 27\,000 \text{ ккал/кмоль} = 113 \text{ Мдж/кмоль.}$$

Теплота взрыва 1 моля ВВ при постоянном объеме

$$Q_v = Q + 572Sn = 27\,000 + 572 \cdot 3,5 = 29\,000 \text{ ккал/кмоль} = 122 \text{ Мдж/кмоль.}$$

Теплота взрыва 1 кг ВВ при постоянном давлении и при постоянном объеме равна соответственно

$$Q' = \frac{Q}{M} = \frac{27\,000}{80} = 338 \text{ ккал/кг} = 1,42 \text{ Мдж/кг;}$$

$$Q' = \frac{Q_v}{M} = \frac{29\,000}{80} = 363 \text{ ккал/кг} = 1,52 \text{ Мдж/кг.}$$

Опытным путем теплота взрыва определяется взрыванием или сжиганием навески ВВ в калориметрической бомбе, которую помещают в водяной калориметр. Калориметрическая бомба емкостью около 0,3 дм³ изготавливается из хромоникелевой стали. Плотность зарядания допускается не более 0,02 кг/дм³.

§ 5. Определение температуры взрыва

Температура взрыва может быть вычислена по формуле

$$t = \frac{Q_v}{c_v}$$

где Q_v — теплота взрыва, ккал;

c_v — мольная теплоемкость газов взрыва, ккал/кмоль град.

Мольная теплоемкость для газов в момент взрыва, т. е. до их расширения, берется при постоянном объеме c_v . Для реальных газов c_v — величина переменная, зависящая от температуры, и различная для разных газов.

Малляр и Ле-Шателье предложили для определения c_v следующее уравнение:

$$c_v = a + bT$$

где a — мольная теплоемкость при 0° С (273° К);

b — приращение величины мольной теплоемкости при повышении температуры на 1 град. •

Подставив указанное значение c_v в формулу температуры взрыва, получим

$$Q_v$$

$$= \sum n(a + bT)$$

или

$$\sum n b T^2 + \sum n a T - Q_v = 0,$$

откуда

$$t = \frac{-\sum n a + \sqrt{(\sum n a)^2 + 4 \sum n b Q_v}}{2 \sum n b} \quad (12)$$

Продукты взрыва состоят из газов, теплоемкость которых различна, поэтому величина $\sum n a$ означает суммарную мольную теплоемкость всех газов взрыва при температуре 0° С, т. е. $2na = \sum n_1 a_1 + \sum n_2 a_2 + \dots$. Точно так же величина $\sum n b$ означает суммарное приращение мольной теплоемкости газов при повышении их температуры на 1°, т. е. $\sum n b = \sum n_1 b_1 + \sum n_2 b_2 + \dots$.

Таблица 2

Продукт взрыва	Мольная теплоемкость a при 0° С, ккал/кмоль-град	Приращение мольной теплоемкости, ккал/кмоль • град
Двухатомные газы (N ₂ , O ₂)	4,8	0.001
Трехатомные газы (H ₂ O, CO ₂)	6,2	0,0025
Многоатомные газы (CH ₄)	7,5	-

В табл. 2 приведены приближенные значения a и B , предложенные Сарро.

На рис. 1 приведен график зависимости c_v от температуры для различных газов по О. Е. Власову, дающий более точные значения теплоемкости. Расхождения в расчетах при вычислении суммарной теплоемкости газов взрыва по графику и по данным Сарро незначительны.

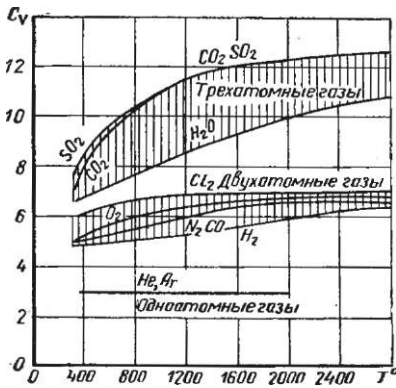
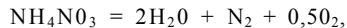


Рис. 1. График зависимости мольной теплоемкости газов от температуры

Пример. Вычислить температуру взрыва аммиачной селитры



теплота взрыва которой $Q_y = 29000$ ккал/кмоль.

По табл. 2 находим значение мольной теплоемкости водяного пара $oi=6,2$, азота $a_2 = 4,8$, кислорода $c_3 = 4,8$ и соответственно $bi = 0,0025$, $b_2 = 0,001$ и $b_3 = 0,001$.

Вычисляем значение 2-па — шау + $n_2 a_2 + n_3 p_3 = 2 \cdot 6,2 + 4,8 + 0,5 \cdot 4,8 = 19,6$; $T_{лб} = n_2 b_2 + i_1 b_3 = 2 \cdot 0,0025 + 0,001 + 0,5 \cdot 0,001 = 0,0065$.

Определяем температуру взрыва

$$\left\{ \frac{Xna + y(1ia)^2 + 4YnbQ_x}{ZLnb} \right.$$

$$\frac{19,6 + 1 \cdot (19,6)^2 + 4 \cdot 0,0065 \cdot 29\,000}{2 \cdot 0,0065} = 3200 \text{ c } (293 - j)q$$

§ 6. Определение давления газов взрыва

При очень высоком давлении, которое в момент взрыва возникает в зарядной камере (шпуре), плотность газов взрыва близка к плотности жидкости. Поэтому при определении давления газов взрыва нельзя пренебрегать объемом молекул этих газов.

Обычно расчет давления газов взрыва производят по упрощенному уравнению Ван-дер-Ваальса

$$p_0^v \cdot o^T (V - a) 273' \quad (13)$$

где P — давление газов взрыва, at ($кг/см^2$, $н/м^2$);

P_0 нормальное атмосферное давление, равное $1 at$ ($1,033 кг/см^2$, $101,3 кн/м^2$);

Vq — объем газов взрыва $1 кг$ ВВ при нормальных условиях, $дм^3$;

T — температура взрыва, $°K$;

V — объем зарядной камеры, $дм^3$;

a — коволюм газов взрыва.

* Метрическая атмосфера $1 at = 1 кг/см^2 = 98,1 кн/м^2$.

Величина a определяется размерами молекул газа и выражает собой неупругий, несжимаемый объем, занятый самими молекулами. Численное значение a достаточно точно не установлено. Некоторые авторы (Сарро, М. Я. Сухаревский) рекомендуют принимать $a = 0,001 V'_0$, другие — меньшие значения.

Проф. О. Е. Власов, например, рекомендует значения коволюма, приведенные в табл. 3. Эти значения a более приемлемы при расчете давления газов взрыва в шпурах при бризантных ВВ и плотности заряжания $кг/дм^3$.

Таблица 3

Газ	Молекулярная масса	Химическая формула	Величина a в $дм^6$ для 1 кмоль газа	кволюма, a в долях объема (в $дм^3$ для 1 $дм^3$ газа)	выражение a в $дм^3$ для 1 кг газа	Теплоемкость c_{V1} ккал/кмоль • град
Азот	28	N_2	13,8	0,00062	0,490	7
Водород . . .	2	H_2	5,6	0,00025	2,80	7
Водяной пар	18	H_2O	8,1	0,00036	0,450	12
Кислород	32	O_2	11,3	0,00051	0,350	7
Двуокись углерода	44	CO_2	15,2	0,00068	0,345	13
Окись углерода	28	CO	15,2	0,00068	0,250	7
Углерод (графит)	12	C	5,3	-	0,440	6

Объем зарядной камеры V , входящий в формулу (13), удобнее выразить через плотность заряжания

$$Az = 4 - , \tag{14}$$

где G — масса заряда, кг;

V — объем зарядной камеры, в которой размещен заряд, $дм^3$.

Если принять массу заряда равной 1 кг, тогда

$$Az - y^1 \text{ и } V^1 = д - .$$

Подставив последнее выражение в формулу (13), получим уравнение для расчета давления газов взрыва

$$\frac{P_0 Y_0 T}{P_0 Y_0 T A_3}$$

(J - - а) 273 < - « * » » • (,

Произведение

$$\frac{PqVQT}{273} = F \tag{15a}$$

характеризует «силу» ВВ или, вернее, удельную энергию ВВ (но не полную, так как $F < Qy$). В этой формуле:

P_0 — атмосферное давление, равное $10\,330\text{ кг/м}^2$, или $98,1\text{ кн/м}^2$ в системе СИ;
 V_q — объем газов взрыва 1 кг ВВ при нормальных условиях, $\text{м}^3/\text{кг}$;
 T — температура взрыва, $^\circ\text{К}$;
 F — «сила» взрыва, $\text{кг} \cdot \text{м/кг}$, или дж/кг в системе СИ.

§ 7. Скорость взрыва

По скорости и характеру распространения различают два рода взрывчатого разложения — детонацию и взрывное горение.

Детонация — явление взрыва, обусловленное прохождением по ВВ ударной волны и протекающее для данного взрывчатого вещества с постоянной и максимальной для данных условий сверхзвуковой скоростью (порядка нескольких тысяч метров в секунду).

Взрывное горение — распространение взрывчатого разложения по ВВ без прохождения ударной волны, протекающее с незначительной скоростью, измеряемой сотнями метров в секунду и находящейся в зависимости от внешних условий, в частности от давления.

В зависимости от скорости взрыва изменяется мощность ВВ, характер действия газов взрыва и степень использования энергии взрыва.

Для иллюстрации влияния скорости взрыва на мощность ВВ сравним взрыв заряда дымного пороха массой 1 кг и длиной 1 м и такого же заряда аммонита ПЖВ-20. Удельная потенциальная энергия (теплота взрыва 1 кг ВВ) пороха составляет 665 ккал ($2,79\text{ Мдж}$) и аммонита 798 ккал ($3,35\text{ Мдж}$). Таким образом, по величине потенциальной энергии, или работоспособности, эти ВВ различаются мало, однако скорости взрыва пороха и аммонита весьма различны: для пороха она равна в среднем 200 м/сек , для аммонита 3300 м/сек .

Мощность взрыва 1 кг :
пороха

$$N = \frac{2790}{j} = 558\,000\text{ квт}$$

аммонита

$$N_a = \frac{3350}{j} = 0\,550\,000\text{ кет.}$$

В зависимости от скорости взрыва и мощности ВВ изменяется и характер действия взрыва на окружающую среду. Если заряд ВВ в шпуре взрывается со скоростью $100\text{—}200\text{ м/сек}$, то давление газов взрыва нарастает сравнительно медленно. Когда это давление превысит прочность породы, то в наиболее слабых местах образуются трещины. Газы взрыва, проникая в трещины, раскалывают породу на отдельные крупные куски, отрывают и отбрасывают их от массива.

При взрыве ВВ с малой скоростью наиболее отчетливо проявляется раскалывание и отчасти разбрасывание породы, т. е. метательный характер действия газов. Поэтому такие ВВ называют метательными.

Если заряд ВВ в шпуре взрывается со скоростью нескольких тысяч метров в секунду, то давление газов нарастает быстро и будет при этом столь велико, что значительно превысит прочность породы даже в наиболее крепких ее местах. Поэтому порода будет разбита трещинами на большое количество кусков более мелких, чем в первом случае. Вследствие большой скорости взрыва и очень высокого давления газов взрыва их действие на стенки шпура носит характер короткого сильного удара, дробящего породу. Взрывчатые вещества, способные взрываться со скоростью, измеряемой тысячами метров в секунду, называют дробящими, или бризантными ВВ.

Заряд дробящего ВВ, помещенный открыто на глыбу породы, при взрыве может раздробить ее. Заряд метательного ВВ, даже в несколько Десятков раз больший, не в состоянии в этих условиях раздробить глыбу, так как взрыв происходит сравнительно медленно и газы расходятся в воздухе, не создавая сильного, интенсивного удара.

Типичным представителем метательных ВВ является дымный порох, состоящий из смеси калийной селитры, серы и древесного угля.

К дробящим ВВ относятся нитроглицериновые ВВ, тротил, мощные аммиачно-селитренные ВВ и др. В зависимости от условий взрывания дробящего ВВ иногда может произойти взрывное горение (при пониженном качестве ВВ, при слабом детонаторе). В этом случае оно дает метательный эффект и использование его энергии будет меньше.

При взрывных работах применяют главным образом дробящие ВВ, разложение которых происходит с высокими скоростями в форме детонации.

Способы измерения скорости взрыва. Для измерения скорости взрыва применяются специальные приборы — измерители времени, к ним относятся: фоторегистры, катодные и магнитные осциллографы¹ и др. Эти приборы позволяют фиксировать короткие отрезки времени, в течение которых длится взрыв заряда или в течение которых взрыв проходит по заряду испытуемого ВВ заранее отмеченные расстояния. Принцип действия приборов разнообразен.

Фоторегистр относится к группе оптических регистраторов времени. Он позволяет фиксировать отрезки времени, равные десятимиллионной доле секунды и менее.

Принцип действия прибора основан на фоторегистрации пламени детонации, которое падает на быстровращающееся плоское зеркало и, отражаясь от него, засвечивает полосу на неподвижной фотопленке, натянутой по дуге окружности (рис. 2).

¹ Принцип действия осциллографов широко рассмотрен в литературе и поэтому здесь не излагается.

Схема действия фоторегистра показана на рис. 3 (вид сверху). При детонации вертикально подвешенного заряда 1 свет от пламени детонационной волны проходит через узкую щель экрана 3 и объектив, состоящий из двух линз 2 и 4. Пройдя через линзы, пучок лучей падает на плоское быстро вращающееся зеркало 5, которое отражает его и фокусирует в точке б на фотопленке. Линейная скорость луча, движущегося по пленке, или линейная скорость раз-
вертки

$$v_{nn} = 2 \cdot 2mR, \quad (16)$$

где n — скорость вращения зеркала, об/сек;
 R — расстояние от зеркала до пленки, м.

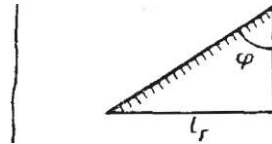
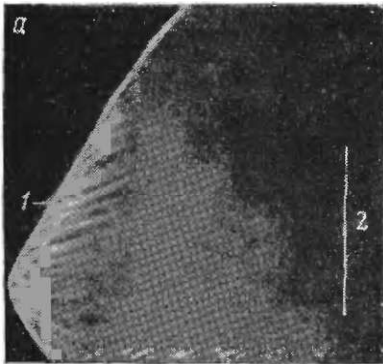


Рис. 2. Пленка фоторегистра, засвеченная при взрыве заряда:

а — фотография; б — схематический рисунок;
1 — след пламени детонации; 2 — положение заряда до взрыва; l_r — горизонтальная и l_v — вертикальная проекция засвеченной полоски

Множитель 2 вводится в формулу (16) потому, что угловая скорость луча вдвое больше, чем угловая скорость зеркала, так как угол падения суммируется с углом отражения.

По мере перемещения фронта детонации по заряду, луч перемещается по пленке в вертикальном направлении. В результате движения луча по пленке в двух направлениях на ней получится наклонная засвеченная полоска (см. рис. 2).

Скорость детонации D при измерении фоторегистром вычисляется по формулам:

$$D = \frac{4}{\sin \varphi} \frac{\Delta l_v}{\Delta t} = \frac{4}{\sin \varphi} \frac{\Delta l_r}{\Delta t} = 4k n R \cdot j S \quad (17)$$

$$0 = \quad (18)$$

где 4 — длина заряда, м;

l_r и l_v — длина горизонтальной и вертикальной проекций засвеченной полоски, м;

$k = \frac{y}{r_v}$ — степень уменьшения фотоизображения;

φ — угол наклона засвеченной полоски к вертикальной линии.

Для получения изображения пламени детонации, при вращающемся плоском зеркале, необходимо взрывать заряд при определенном положении зеркала. Для этой цели фоторегистр снабжен специальным синхронизирующим устройством.

Фоторегистр применяется для измерения скорости детонации ВВ, обладающих большой скоростью детонации, и для целей изучения явления детонации. Точность измерения фоторегистром значительна, ошибка однократного измерения не превышает 1 % при длине заряда 2—3 см.

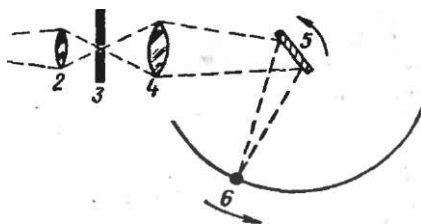


Рис. 3. Схема фоторегистра с зеркальной разветкой

Скоростные фоторегистры СФР-2 и СФР-3Л позволяют получать серию отдельных снимков (кадров) с частотой $2 \cdot 10^6$ и $25 \cdot 10^6$ кадров в секунду.

Полевой способ определения скорости детонации. Этот способ, предложенный Дотришем, а позже модернизированный М. Я. Сухаревским и Ф. А. Першаковым, не требует лабораторного оборудования. Он применяется в полевых условиях на предприятиях, производящих взрывные работы, при необходимости проверки скорости детонации ВВ.

Способ Дотриша—Сухаревского заключается в следующем (рис. 4). В патрон 1 испытуемого ВВ вставляют сбоку концы отрезка детонирующего шнура 2, изогнутого в виде петли и закрепленного над фанерной пластинкой 3 на расстоянии 2—3 см от ее поверхности. На пластинке проводят карандашом черту через точку O в таком месте, чтобы расстояние AO было равно сумме расстояний AB (по патрону) и BO .

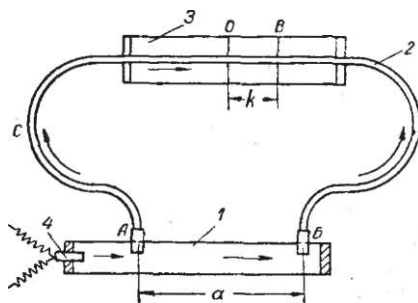


Рис. 4. Схема к определению скорости детонации по методу Дотриша—Сухаревского

Патрон испытуемого ВВ взрывают электродетонатором 4, вставленным в торец патрона. Детонационная волна, идущая по патрону, подходит последовательно к концам A и B детонирующего шнура,

возбуждая в них детонацию. Детонационные волны, идущие по шнуру навстречу друг другу, встретятся в точке O , если скорость детонации патрона $ВВ$ равна скорости детонации шнура (так как $AO = AB + BO$). Если же скорость детонации $ВВ$ меньше (что бывает чаще всего), то встреча детонационных волн произойдет в точке B . Место встречи детонационных волн отчетливо видно, так как при детонации шнура на пластинке остаются изогнутые линии царапин и бороздок, а в месте встречи Детонационных волн на пластинке образуется более глубокая прямолинейная борозда. После взрыва измеряют расстояние OB .

Время прохождения детонационной волны от точки A до точки встречи B будет равно •

$$t = \frac{a}{v} + \frac{b-k}{v'}$$

- где c — расстояние AO , м;
 k — расстояние OB , м;
 v — скорость детонации шнура, м/сек;
 a — расстояние AB , м;
 x — скорость детонации патрона, м/сек;
 b — расстояние BO , м.

Отсюда

$$\frac{a}{x} = \frac{c-b+2k}{v} - \frac{a+2k}{v'}$$

откуда

$$= \dots < 19 >$$

Если встреча произойдет слева от черты, то значение k берут со знаком минус.

Для испытаний берется патрон длиной 300 мм и шнур длиной 1800 мм. Концы шнура вводят в патрон на расстоянии 80 мм от одного торца (торца, в который вставляется электродетонатор), и 20 мм от другого, чтобы расстояние между точками ввода шнура в патрон было равно 200 мм.

Точность измерения скорости детонации полевым способом зависит главным образом от качества детонирующего шнура. При использовании тарированного шнура ошибки в измерениях бывают не более 5%, что допустимо для производственных испытаний.

§ 8. Вопросы теории детонации

Гидродинамическая теория детонации. Для объяснения явления детонации, т. е. взрыва, протекающего с очень большой (сверхзвуковой) скоростью, в разное время были выдвинуты различные предположения и теории. Из современных гипотез и теорий детонации наибольшим признанием пользуется гидродинамическая теория.

Согласно гидродинамической теории, детонация возбуждается и распространяется ударной волной, проходящей по взрывчатому веществу. Ударной волной называется скачкообразное изменение давления, распространяющееся в среде со сверхзвуковой скоростью.

Эта волна обладает следующими отличительными свойствами: скорость ударной волны очень высока — сверхзвуковая;

при прохождении ударной волны в газообразной среде наблюдается движение потока газов вслед за ударной волной;

в ударной волне имеет место очень большое давление, нарастание которого происходит мгновенно, скачкообразно (рис. 5). Как следствие этого, по фронту ударной волны (в зоне мгновенного сжатия, ширина которой весьма мала) наблюдается весьма высокая температура и повышенная плотность среды. Они возрастают также мгновенно, скачкообразно. За фронтом ударной волны давление, температура и плотность среды быстро уменьшаются.

Ударная волна на некотором расстоянии от очага взрыва, утратив свою интенсивность, переходит в звуковую волну.

Ударные волны могут возникать и распространяться не только в газообразной, но в жидкой и твердой средах.



Рис. 5. Форма ударной волны

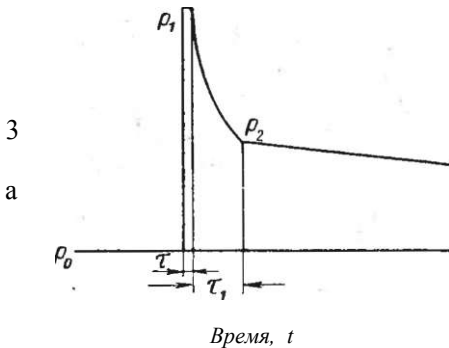


Рис. 6. Форма детонационной волны (волна движется влево)

Ударная волна, проходящая по взрывчатому веществу и вызывающая детонацию, называется детонационной. Когда ударная волна выйдет за пределы патрона ВВ или войдет в среду ВВ пониженного качества, то энергия ее, не поддерживаемая более теплотой взрывных реакций, быстро угасает. Амплитуда и крутизна фронта волны быстро уменьшаются и ударная волна переходит в звуковую.

Газообразные продукты взрыва, образовавшись в глубине фронта детонационной волны (в зоне реакции), не остаются на месте, а движутся вслед за нею со скоростью, в 4—10 раз меньшей скорости детонации.

Позади детонационной волны давление и плотность продуктов взрыва быстро уменьшаются вследствие рассеивания последних.

В детонационной волне различают ударную зону и зону реакции [1]. За последней следует зона газообразных продуктов взрыва. В ударной зоне детонационной волны давление p_1 (рис. 6) вдвое выше, чем давление p_0 в зоне установившейся детонационной волны, на заднем крае фронта детонационной волны. Давление p_2 , в свою очередь, вдвое выше стационарного давления мгновенного взрыва [1, 14], вычисляемого по формуле (15).

При прохождении ударной волны по ВВ на ее фронте происходит резкое увеличение давления и температуры и сравнительно слабое увеличение плотности ВВ. В конце ударной зоны (см. рис. 6) начинаются взрывные реакции, сопровождающиеся выделением энергии и газов. Выделившаяся энергия подпирает, поддерживает ударный фронт детонационной волны при прохождении ее по ВВ. Ударная зона очень узкая — около 0,1 мк. Глубина зоны реакций значительно большая — от 0,5 мк (для азидов свинца) до 1—10 мм (для тротила, тетрила). Длительность взрывных реакций составляет $3 \cdot 10^{-3}$ — $6 \cdot 10^{-3}$ мксек для азидов свинца и 0,2—2 мксек для тротила [1, 15].

Факторы, влияющие на скорость детонации. Скорость детонации зависит от многих факторов, главными из которых являются состав и физико-химические свойства ВВ, сила и вид инициального импульса, плотность патронирования ВВ, диаметр патрона и плотность оболочки патрона.

Влияние состава и физико-химических свойств ВВ. Скорость детонации обусловлена возможной скоростью химических реакций, степенью устойчивости химического равновесия ВВ и количеством выделяющейся при взрыве энергии, способной поддерживать детонацию.

Взрывчатые механические смеси типа дымного пороха (смесь калийной селитры, серы и древесного угля) взрываются с небольшой скоростью, так как реакция окисления углерода, содержащегося в частицах древесного угля, кислородом калийной селитры протекает сравнительно медленно.

Во взрывчатом химическом соединении молекула содержит горючие элементы и кислород для их окисления. При распаде такой молекулы на атомы последние, будучи близко расположены друг к другу, быстро вступают в химическую реакцию между собой и взрыв такого ВВ протекает весьма быстро—ВВ детонирует.

Однако не все взрывчатые химические соединения легко взрываются и имеют большую скорость взрыва. Чем более устойчива молекула ВВ и чем меньше потенциальная энергия, тем труднее вызвать взрыв, тем меньшая будет скорость взрыва (например, аммиачная селитра взрывается с трудом и имеет небольшую скорость взрыва 1500—3000 м/сек).

Скорость детонации ВВ, являющихся механическими смесями взрывчатых химических соединений, зависит не только от природы компонентов, но и от степени измельчения, тщательности смешения и плотности соприкосновения компонентов. Например, аммонит № 6 имеет скорость детонации 4200 м/сек, тот же аммонит, но прессованный, имеет скорость детонации 5000—5500 м/сек.

Инертные примеси, если они не являются катализаторами, понижают скорость детонации, а при значительном содержании вызывают затухание ее.

Влияние инициального импульса. Инициальным, или начальным, импульсом называется внешнее воздействие на заряд, необходимое для возбуждения взрыва ВВ.

Вид инициального импульса (термический, механический) и его сила оказывает большое влияние на скорость взрыва ВВ. При нагревании лишь немногие ВВ детонируют, а большая часть их сгорает без взрыва (при небольшом количестве) или дает взрывное горение. При ударе, наоборот, многие ВВ легко детонируют.

Легко детонируют от удара нитроглицерин, пироксилин, динамиты. Чем сильнее и интенсивнее удар, тем полнее детонация и больше скорость ее распространения (до известных пределов).

Наиболее сильный и резкий удар получается при детонации заряда гремучей ртути, азид свинца, тэна и некоторых других бризантных ВВ.

Гремучая ртуть и азид свинца относятся к тем немногим ВВ, которые одинаково хорошо детонируют как от удара, так и от нагревания. Эти ВВ являются эндотермическими химическими соединениями, обладающими большой чувствительностью к механическим и тепловым воздействиям. При нагревании гремучей ртути до 160°C , а азид свинца до 330°C они детонируют со скоростью $5300\text{—}5400\text{ м/сек}$. Благодаря способности мгновенно детонировать от пламени эти ВВ применяются в качестве инициаторов для возбуждения детонации в других ВВ, которые не способны детонировать от нагревания.

Иницирующий, т.е. возбуждающий детонацию, заряд, помещенный в гильзу, называют детонатором.

Влияние плотности патронирования ВВ, диаметра патрона и прочности оболочки. Различают две плотности ВВ — действительную и гравиметрическую. Действительной плотностью называется отношение массы ВВ к занимаемому им объему, когда вещество полностью занимает весь объем без каких-либо воздушных или иных промежутков (плотность кристалла, зерна, капли ВВ). Гравиметрической, или насыпной, плотностью называется отношение массы ВВ к объему, который занимает оно в порошкообразном состоянии, включая все воздушные промежутки.

Скорость детонации ВВ с повышением плотности патронирования или прессования до известных пределов увеличивается и при некоторой плотности, называемой оптимальной, достигает максимума. Величина оптимальной плотности различна для разных ВВ.

Увеличение скорости детонации при повышении плотности можно объяснить тем, что при большей плотности достигается большая однородность ВВ и большая концентрация энергии в единице объема; то и другое способствуют более быстрому протеканию реакции. Но, чтобы реакция возникла и шла без затухания инициальный импульс должен проникать достаточно глубоко в массу ВВ. Чрезмерное повышение плотности ВВ уменьшает глубину проникновения импульса и делает детонационную волну неустойчивой.

Для каждой плотности патронирования (различной для разных ВВ) есть своя критическая величина диаметра. При меньшем диаметре патрона ВВ дает отказы, так как происходит выброс частиц

ВВ из зоны реакции за пределы патрона и устойчивой детонационной волны не получается. Точно также для каждого ВВ есть своя критическая плотность, превышение которой влечет отказы.

Повышение прочности или толщины оболочки патрона действует в том же направлении, что и повышение диаметра патрона. Прочная оболочка нужна только при критическом диаметре.

Промышленные ВВ патронируются с плотностью, близкой к оптимальной (см. табл. 1 приложения); диаметр патронов выше критического. Динамиты выпускаются в патронах диаметром 32 и 45 мм, аммониты — 32, 36 и 45 мм. Могут быть приняты патроны и других диаметров (больших или меньших). Критический диаметр для динамитов менее 10 мм и для аммонитов менее 15 мм.

Действие взрыва на расстоянии. Детонационная волна на границе заряда вызывает в окружающей среде, например в воздухе, ударную волну. Вблизи места взрыва — на протяжении 7—14 радиусов заряда g_0 — вместе с воздушной ударной волной движутся продукты взрыва, плотность которых в 20 раз выше плотности воздуха на фронте ударной волны. Они оказывают значительно большее динамическое действие на преграду, чем ударная волна. На расстоянии (14-V-20) g_0 продукты взрыва вследствие рассеивания и отставания от воздушной ударной волны оказывают примерно одинаковое с последней действие. На расстоянии 20 g_0 разрушительный эффект обуславливается только действием ударной волны [1; 31].

Продукты взрыва заряда и ударная волна в воздухе могут вызвать взрыв второго заряда, если он не очень удален от первого. Такой взрыв называется взрывом через влияние. Первый заряд называется активным, второй — пассивным.

Дальность передачи детонации зависит от многих факторов: она возрастает с увеличением массы активного заряда, мощности, бризантности и плотности ВВ в нем и чувствительности ВВ пассивного заряда. Дальность передачи детонации зависит также от плотности и упругости среды, в которой распространяется ударная волна, — чем больше упругость и меньше плотность среды, тем больше дальность передачи детонации. Детонация хорошо передается через воздух, несколько хуже через воду, еще хуже через дерево, глину, песок.

Расстояние, на которое передается детонация, определяют по формуле

$$L = kVQ, \quad (20)$$

где L — расстояние между зарядами, м;

k — коэффициент, учитывающий влияние среды и характер ВВ активного и пассивного зарядов (при взрывании для динамита на воздухе $k=0,5n-1,0$, в шпурах $k=2,5s-4,5$);

Q — масса активного заряда, кг.

Кумулятивный эффект. Во время прохождения детонационной волны по заряду продукты взрыва (ПВ) движутся вслед за детона-

ционной волной со скоростью, значительно меньшей скорости детонации. На поверхности заряда частицы ПВ отрываются от общей массы и разлетаются в стороны с большей скоростью, чем основная масса ПВ.

Опыты показывают, что вблизи боковой поверхности заряда ПВ перемещаются приблизительно под углом 45° к направлению движения детонационной волны, а по мере удаления от поверхности заряда этот угол значительно увеличивается.

По окончании детонации заряда продукты взрыва, движущиеся* вслед за ударной волной, выходят за пределы заряда в воздух, с большой скоростью. Разлет продуктов взрыва происходит по направлению, почти перпендикулярному торцовой поверхности заряда.

Если в торцовой части патрона сделать углубление (рис. 7), то ударные волны (и продукты взрыва), встречая поверхность углубления, как бы преломляются по законам геометрической оптики и, изменяя свое направление, входят внутрь углубления. Сталкиваясь они уплотняются и скорость их значительно повышается, образуется кумулятивный поток элемента?

ных ударных волн и струи ПВ, обладающий весьма большой энергией. Скорость кумулятивной струи (потока) достигает $14\,000\text{--}16\,000$ ж/сек, а иногда $25\,000\text{--}30\,000$ м/сек. Мощность кумулятивной струи очень большая и поэтому она обладает значительной пробойной силой.

Эффект кумуляции очень широко используют в военной технике в бронебойных снарядах и минах. При взрывании наружными зарядами железобетонных сооружений, благодаря применению кумулятивных зарядов эффективность взрыва возрастает более чем вдвое. На рис. 8 показаны схемы разрушения железобетона различными зарядами. Кумулятивный заряд располагается на таком расстоянии, чтобы фокус кумуляции был на поверхности разрушаемой среды.

Наиболее правильный кумулятивный поток с наибольшим сжатием его и с наиболее удаленным фокусом получается при сферическом кумулятивном углублении. При конусном углублении кумулятивный поток получается менее сжатым и с меньшим фокусным расстоянием. Диаметр D_K кумулятивного углубления у торца заряда делают на $10\text{--}30\%$ меньше диаметра заряда.

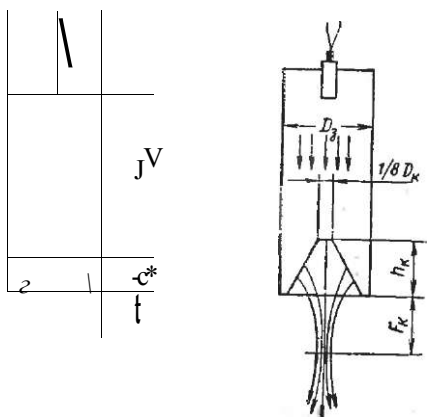


Рис. 7 Фшма
 полости и размеры кумулятивном
 и диаметры кумулятивной струи:
 D_k диаметр основания кумулятивной пол-
 лости; t_k — глубина кумулятивной полости,
 F_k — расстояние от торца патрона до фо-
 куса кумуляций

Чтобы детонационная волна успела сформироваться до подхода ккумулятивному углублению, расстояние от детонатора до ккумулятивной выемки L_K должно быть не менее $2D_K$. Толщина металлической оболочки, покрывающей ккумулятивную выемку, берется не более $1/30 D_K$ (при литых и прессованных зарядах оболочки может и не быть). В вершине оболочки ккумулятивной выемки (особенно

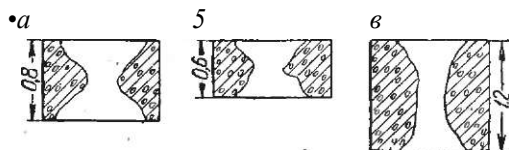


Рис. 8. Схемы разрушения железобетонных плит наружными зарядами тротила весом 9 кг: а — обычным зарядом, прикрытым слоем забойки (песка); б — обычным зарядом без забойки; в. — ккумулятивным зарядом, расположенным на расстоянии 30 см от поверхности железобетонной плиты

при конусной форме) целесообразно делать отверстие диаметром $Ve D_K$. В горном деле ккумулятивные заряды большого применения не получили. Это объясняется следующими причинами: патроны ВВ имеют небольшой диаметр, при котором получается небольшая ккумулятивная поверхность и малый ккумулятивный эффект; при взрывании пород требуется не пробивание отверстия или углубления в породе, а равномерное дробление отбиваемого массива породы, т. е. требуется направление энергии заряда не вглубь, а в стороны.

Применение открытых ккумулятивных зарядов для дробления крупных глыб (негабарита) в некоторых случаях (при благоприятной форме глыб) дает хороший эффект, расход ВВ снижается в 2—3 раза.

§ 9. Способы определения работоспособности, бризантности и степени безопасности ВВ

При выборе ВВ обращается внимание на такие его свойства, как работоспособность, бризантность и степень безопасности в обращении.

Оценка этих свойств ВВ дается по результатам соответствующих испытаний.

Работоспособность ВВ определяется способностью взрывчатого вещества производить при взрыве разрушение среды. Она зависит от объема газов и количества тепла, образующегося при взрыве, а также от скорости взрыва.

Теоретической характеристикой работоспособности ВВ может служить его удельная энергия F дж/кг (см. § 6). Другой теоретической характеристикой работоспособности ВВ может быть его удельная потенциальная энергия Q , определяемая по формуле (11). Эта величина и применяется при вычислении относительной работоспособности ВВ, или коэффициента работоспособности,

где Q'_{Vx} и $Q_{УЗТ}$ — удельная потенциальная энергия соответственно применяемого и эталонного ВВ.

При прострелке и торпедировании скважин коэффициент работоспособности ВВ определяют по величине его потенциальной энергии в единице объема, а не массы. В этом случае

$$e = \frac{Q'_{Vx} P_x}{Q_{УЗТ} P_3}$$

где ρ и $\rho_{УТ}$ — плотность соответственно применяемого и эталонного ВВ.

Для практической оценки работоспособности ВВ применяют метод испытания ВВ с помощью баллистического маятника. В свободно подвешенную мортиру-маятник помещают заряд испытуемого ВВ, а дуло мортиры закрывают снарядом. При взрыве снаряд отбрасывается, а маятник вследствие отдачи отклоняется назад. По углу отклонения маятника судят о работоспособности ВВ (применяются также приборы, в которых заряд помещается в мортире-каретке, а груз-маятник прикрывает дуло мортиры).

Наиболее простым и распространенным методом практической оценки работоспособности ВВ является испытание ВВ по способу Трауцля в свинцовой бомбе. Бомба представляет собой болванку цилиндрической формы, отлитую из рафинированного свинца. По оси бомбы проходит канал (рис. 9).

Перед опытом измеряют объем канала и помещают на дно его патрончик испытуемого ВВ — 10 г в оловянной фольге. В патрончик предварительно вставляют электродетонатор. Свободную часть канала засыпают доверху сухим кварцевым песком, просеянным через сито № 12. После взрыва заряда полость бомбы продувают и, заполняя ее водой из мерной мензурки, определяют ее объем. Разница в объемах полости после взрыва и канала до взрыва, выраженная в кубических сантиметрах, характеризует работоспособность ВВ. Объем канала до взрыва обычно равен 62—65 см³. Если, например, после взрыва измеренный объем полости составил 475 см³, то работоспособность ВВ будет 475—65—30 = 380 см³ (30 — объем полости, образованной взрывом электродетонатора).

Конечную величину расширения канала или работоспособность указывают с точностью до 5 см³. Испытания производят при температуре 15° С. Если температура в помещении будет иной, то в полученные результаты вносят поправку, принимаемую по тарифовочной таблице. Стандартность каждой партии бомб (бомбы одной отливки) проверяют путем взрыва в трех бомбах навесок стандартного

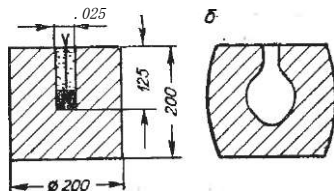


Рис. 9. Схема испытания ВВ на работоспособность:
а — свинцовая бомба до взрыва навески ВВ; б — бомба после взрыва

ВВ (тротила). По результатам испытаний устанавливают поправку, которую следует учитывать при использовании бомб данной партии. Коэффициент работоспособности ВВ в этом случае будет

$$e = \frac{P_x}{P_{\text{эт}}}$$

где P_x и $P_{\text{эт}}$ — величина расширения канала (работоспособность) при взрыве соответственно испытуемого и эталонного ВВ, см^3 .

Кроме способа Трауцля, для определения работоспособности ВВ применяют еще французский метод. В основу его принято равенство объемов расширения, а не равенство зарядов. За эталон принято расширение, производимое зарядом (15 г) пикриновой кислоты.

Бризантностью ВВ называют способность его при взрыве производить дробящее действие. Бризантность зависит от скорости взрыва ВВ.

Бихель предложил оценивать бризантность величиной кинетической энергии продуктов детонации

$$B = mD^2$$

где m — масса заряда;

D — скорость детонации.

Каст предложил определять бризантность по формуле

$$B = FDP,$$

где F — «сила» ВВ, определяемая по формуле (15а);

D — скорость детонации ВВ;

ρ — плотность ВВ.

К. П. Станюкевич и Я. Б. Зельдович предложили характеризовать бризантность величиной импульса, действующего при взрыве на единицу поверхности преграды, с которой заряд соприкасается [3, 5, 31]. Величина удельного импульса на торце заряда при отсутствии бокового разлета продуктов детонации равна

$$I = \rho_0 l_3 D$$

где ρ_0 — плотность заряда, $\text{г}/\text{см}^3$;

l_3 — длина заряда, см ;

D — скорость детонации, $\text{см}/\text{сек}$.

Полный импульс, действующий на торце заряда площадью S , равен

$$I = \rho_0 S l_3 D = \rho_0 S I,$$

где m —; масса заряда (размерность импульса I дана в $\text{г} \cdot \text{см}/\text{сек}$; для перевода в систему СИ необходимо величину импульса разделить на 10^5 ; размерность тогда будет $\text{кг} \cdot \text{м}/\text{сек}$, или $\text{н} \cdot \text{сек}$).

С учетом разлета продуктов детонации полный импульс определится по формуле

$$I = \quad (22)$$

где k — коэффициент, учитывающий боковой разлет продуктов детонации. При зарядах цилиндрической формы при $l_3=d_3$ $k=0,16$, при зарядах конической формы (при высоте конуса, равной радиусу его основания) $k=0,4$.

Практически величину импульса взрыва определяют по величине отклонения специального (для измерения импульсов взрыва) баллистического маятника.

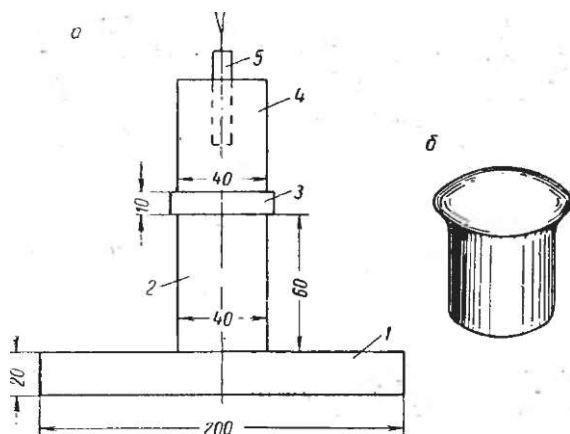


Рис. 10. Схема испытания ВВ на бризантность

Наиболее распространенным способом определения бризантности ВВ является проба на обжатие медных (способ Каста) или свинцовых (способ Гесса) цилиндриков. В СССР принят второй способ, как более простой и удобный.

На стальную плиту 1 (рис. 10, а) ставят цилиндр 2 из рафинированного свинца высотой 60 мм и диаметром 40 мм. Сверху на него кладут стальной диск 3 диаметром 41 мм и толщиной 10 мм. На диск ставят патрончик 4 испытуемого ВВ в бумажной гильзе массой 50 г и диаметром 40 мм.

Плотность ВВ в патрончике такая же, как в заводских патронах. Поверх ВВ в гильзе патрончика помещают картонный диск с осевым отверстием. Через это отверстие в патрончик вставляют детонатор 5 на глубину 15 мм. Патрончик укрепляют в вертикальном положении и взрывают его. В результате взрыва верхняя часть свинцового цилиндрика расплющивается и приобретает грибовидную форму (рис. 10, б), а высота его уменьшается. Измерив в четырех местах высоту обжатого цилиндрика, вычисляют величину его усадки. По величине усадки оценивают бризантность ВВ. Если,

например, после взрыва высота цилиндрика уменьшилась с 60 до 45 мм, то бризантность *ВВ* будет 15 мм. Качество цилиндриков проверяют, как и качество бомб, взрыванием навесок эталонного *ВВ*.

Степень безопасности *ВВ* в обращении определяется путем испытаний его на чувствительность к искре, огню, трению и удару. Испытание *ВВ* на чувствительность к удару применяется более часто. Оно производится на копре (рис. 11, а), состоящем из бабки 1 (на которой в гнезде устанавливается штемпельный прибор), двух направляющих штанг 2 и гири 3, движущейся между этими направляющими. Штемпельный прибор (рис. 11, б) состоит из поддона 5, двух стальных роликов 6 и направляющей муфточки 4. Между роликами помещают навеску 7 испытуемого *ВВ* величиной 0,02—0,03 г, укладываемой слоем толщиной 1 мм и диаметром 5 мм. В зависимости от высоты, с которой на штемпельный прибор сбрасывается груз, может

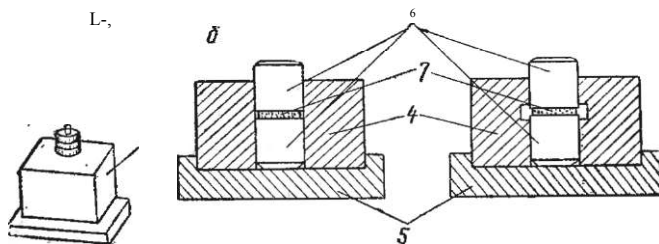


Рис. 11. Копер для испытания *ВВ* на чувствительность к удару:
а — копер; б — штемпельный прибор

произойти или не произойти взрыв или вспышка *ВВ*. После каждого удара ролики штемпельного прибора очищают и укладывают новую навеску *ВВ*.

Мерой чувствительности *ВВ* к удару служит минимальная высота (в сантиметрах), с которой при шестикратном сбрасывании груза массой 2 кг происходит только один взрыв или одна вспышка *ВВ*.

Взрывчатые вещества, имеющие чувствительность к удару менее 7 см, считаются очень чувствительными к удару, весьма опасными в обращении и перевозка их в обычном порядке воспрещается (чувствительность к удару гремучей ртути составляет 2 см, нитроглицерина 4 см, азид свинца 6 см, динамитов 20—30 см, аммонитов 70—100 см).

Существует и другой метод испытания: груз массой 10 кг сбрасывают с высоты 25 см (для малочувствительных ВВ с большей высоты). Процент взрывов, получившихся при 25 опытах, служит сравнительной характеристикой чувствительности ВВ.

§ 10. Теория предохранительных ВВ

При разработке некоторых полезных ископаемых в подземных выработках встречаются горючие газы и пыль, которые смешиваясь с воздухом, образуют газовые и пыле-воздушные взрывчатые смеси. Так, например, в калийных шахтах выделяются метан и водород, в озокеритовых — пары бензина и сероводород, в угольных шахтах выделяется — метан и образуется взрывчатая угольная пыль, в медноколчеданных и серных рудниках — взрывчатая серная пыль.

Смесь метана с воздухом дает наиболее сильный взрыв при содержании в ней метана 9,46% и воздуха 90,54%, по объему. При этом горение метана в кислороде воздуха идет по реакции $\text{CH}_4 + 2\text{O}_2 = \text{CO}_2 + 2\text{H}_2\text{O} + 192 \text{ ккал}$. При большем содержании метана или воздуха взрыв будет слабее, так как избыточный компонент, не участвуя во взрыве, поглощает часть теплоты взрыва на собственное нагревание.

Пределы содержания метана, за которыми смесь его с воздухом перестает гореть и взрываться, зависят от давления; чем оно больше, тем эти пределы шире. Так, например, при давлении 1 ат нижний предел равен 4,5% CH_4 , верхний предел 14,2%. При давлении 64 ат нижний предел уменьшается до 4%, а верхний возрастает до 52,9%.

При адиабатическом сжатии, как показывают опыты, может взрываться метано-воздушная смесь, содержащая от 2 до 75% метана (такое сжатие иногда может произойти от сильной ударной волны при взрывных работах).

Температура вспышки смеси, содержащей 6,5% CH_4 , равна 650° С.

На чувствительность метано-воздушной смеси к нагреванию, характеризующуюся температурой вспышки, влияют примеси некоторых газов и распыленных твердых веществ. Одни из этих веществ повышают чувствительность к нагреванию, другие, наоборот, снижают.

Оксид углерода (СО), двуокись азота (NO_2) и кислород повышают чувствительность метано-воздушных смесей к нагреванию.

Азот и углекислота уменьшают чувствительность смеси к нагреванию, также воздействуют на метано-воздушную смесь хлористый натрий, хлористый калий и некоторые другие вещества, являющиеся ингибиторами или отрицательными катализаторами. Эти вещества вводят в состав ВВ или в оболочку патрона.

Вспышка метано-воздушной смеси происходит с некоторым замедлением, зависящим от температуры нагревания. Величина замедления воспламенения (или величина периода индукции) с повышением температуры нагревания уменьшается. Так, например,

при температуре нагревания 650°C вспышка смеси происходит через 10 сек, при 750°C — через 1,8 сек, при 800°C — через 0,5 сек.

В присутствии отрицательных катализаторов замедление воспламенения, или период индукции, изменяется в пределах, приведенных в табл. 4.

Т а б л и ц а 4

Отрицательный катализатор	Период индукции (сек) при температуре, $^{\circ}\text{C}$	
	750	800
Хлористый натрий	3,2	0,6
Фтористый калий	7,1	0,92
Хлористый калий		5,6

Действие галоидных солей щелочных металлов как отрицательных катализаторов, объясняется тем, что реакции окисления метана являются цепными и цепи обрываются на поверхности частиц указанных солей.

Непосредственными причинами, вызывающими воспламенение метано-воздушной смеси при взрывных работах, могут быть: воздушная ударная волна, раскаленные или горячие твердые частицы и нагретые газообразные продукты взрыва. Наиболее вероятными причинами являются две последние.

При взрыве заряда в атмосферу забоя проходит прежде всего ударная волна, вызывающая сжатие воздушной среды в выработке и повышение температуры. Затем проникают вырывающиеся из шпура и разрушенной породы газообразные продукты взрыва, имеющие высокую температуру, которые, расширяясь, также сжимают близлежащие слои атмосферы с повышением их температуры. Вместе с тем продукты взрыва, смешиваясь с атмосферой забоя, повышают ее температуру и путем прямого теплообмена.

Продукты взрыва содержат газы, повышающие взрывоопасность метано-воздушной смеси (CO , NO_2 , O_2) и газы, понижающие ее (CO_2 , N_2).

Газами взрыва из шпура иногда выбрасываются раскаленные частицы угля, горящая бумажная оболочка патронов и частицы самого ВВ, не успевшие прореагировать в шпуре при взрыве. Все это вместе с нагретыми газообразными продуктами взрыва может быть наиболее вероятным источником воспламенения метано-воздушной смеси. Воспламенение ее может также произойти от вторичного пламени, образующегося при смешении с воздухом газов взрыва, содержащих окись углерода.

Таким образом, при взрыве зарядов возникает ряд сложных комбинаций возбудителей взрыва метано-воздушной смеси. Это затрудняет теоретическое объяснение совокупности действия всех факторов взрыва.

Существующие частные теории учитывают только некоторые главные факторы, влияние которых наиболее заметно. Но даже и в этом случае они позволяют делать меньше ошибок при подборе предохранительных ВВ и условий взрывания.

Первой по времени является термическая теория Малляра и Ле-Шателье. Эта теория учитывает только влияние температуры газов взрыва и длительности их соприкосновения с метано-воздушной смесью и утверждает, что при ВВ с небольшой температурой взрыва и достаточной скоростью детонации метано-воздушная смесь, вследствие наличия замедления воспламенения и быстрого охлаждения газов взрыва в свободном пространстве забоя, может не взорваться. На основании этого предложено применять в шахтах, опасных по газу, взрывчатые вещества с температурой взрыва не более 1900°C при взрывании по породе и не более 1500°C — при взрывании по углям.

Термическая теория Малляра и Ле-Шателье позднее была развита Одибером, который установил, что при взрыве имеет место следующая схема воспламенения метано-воздушной смеси. Продукты взрыва, входя в забой, смешиваются с метаном и воздухом и повышают их температуру. Таким образом, получается смесь метана, воздуха и продуктов взрыва, имеющая среднюю температуру, величина которой зависит от теплоты продуктов взрыва.

Путем опытов Одибер установил для ВВ с нулевым кислородным балансом, что, если теплота взрыва, приходящаяся на 1 кмоль газообразных продуктов взрыва, будет менее 21 500 ккал, то такое ВВ можно считать предохранительным.

При взрывании ВВ с положительным кислородным балансом в массиве, способном реагировать с кислородом (например, в угле), предохранительным может быть только ВВ, удовлетворяющее неравенству

$$q < 21\,500 - 94\,000/p,$$

где q — теплота взрыва, приходящаяся на 1 кмоль продуктов взрыва, ккал/кмоль-,

p — отношение количества киломолей свободного кислорода в продуктах взрыва к общему количеству киломолей продуктов взрыва.

В целях понижения теплоты и температуры взрыва применяют ВВ с большим содержанием аммиачной селитры, дающей много газов и мало тепла, и с добавками инертных солей (чаще хлористого натрия и хлористого калия), являющихся теплопоглотителями или пламегасителями. Хлористый натрий, например, имеет большую теплоемкость ($0,22 \text{ ккал/кг} \cdot \text{град}$) и большую теплоту плавления (плавление при 804°C , теплота плавления 124 ккал/кг), добавка его к ВВ в количестве 20% снижает теплоту и температуру газов взрыва на 25—30%.

Теория Одибера и расчетные формулы, предложенные им, не учитывают каталитического влияния пламегасительных солей. Более поздними исследованиями советских специалистов (А. И. Голь-

биндер, Л. В. Дубнов) было установлено, что такие инертные добавки, как хлористый натрий, хлористый калий и некоторые другие, являются не только теплопоглотителями, но и отрицательными катализаторами, задерживающими вспышку метано-воздушной смеси и уменьшающими вероятность ее воспламенения.

Предохранительные ВВ должны удовлетворять следующим требованиям:

иметь небольшую теплоту и температуру взрыва, в связи с чем они обладают небольшой работоспособностью (порядка 200—240 см³ для ВВ, применяемых для взрывания по углю, и 240—300 см³ для ВВ, применяемых для взрывания по пустой породе);

хорошо детонировать, чтобы была исключена возможность неполного взрыва или выгорания заряда, а также выноса из шпуров горящих частиц ВВ;

иметь нулевой или небольшой положительный кислородный баланс, чтобы была сведена к минимуму возможность образования газов, способствующих вспышке метано-воздушной смеси (СО, Но, О₂, NО₂);

содержать пламегасители (хлористый натрий, хлористый калий).

Чтобы не снижать взрывных свойств ВВ, предложено вводить добавки инертных солей в состав предохранительного ВВ в ограниченном количестве, а патроны ВВ помещать в особые оболочки из инертных солей. Такие оболочки получили название предохранительных.

В качестве инертных солей в предохранительных оболочках применяют хлористый натрий, хлористый калий, двууглекислый натрий и фтористый кальций. Предохранительная оболочка может быть твердой и порошкообразной, изготавливаемой при патронировании ВВ.

Порошкообразные оболочки могут быть невзрывчатыми и взрывчатыми. Первые состоят полностью из инертных материалов, вторые содержат, кроме инертных солей, до 30% активных взрывчатых компонентов, включая нитроглицерин. Такая оболочка способствует полной детонации патрона ВВ и вместе с тем снижает температуру газов взрыва. В качестве примера взрывчатой оболочки можно привести оболочку, состоящую из: нитроглицерина — 10%, натровой селитры — 12%, древесной муки — 3%, хлористого калия — 40% и хлористого натрия — 35%.

§ 11. Методы испытания предохранительных ВВ

Взрывчатые вещества, предназначенные для шахт опасных по газу или пыли, должны подвергаться специальным испытаниям в опытном штреке.

Опытный штрек, или штольня (рис. 12) представляет собой стальную трубу 1 длиной 15 ж и диаметром 1,6—1,8 м. С одной стороны труба открыта, а с другой имеет днище 2 с отверстием 3

в центре. Перед опытом трубу на расстоянии 5 ж от дна перегородивают диафрагмой 4. Через газопровод 5 отгороженную часть трубы заполняют метаном, доводя концентрацию его до 8—10%. Для равномерного перемешивания метана с воздухом служит вентилятор 6.

Снаружи к дну трубы подкатывают тележку 7 с mortarой, дуло которой приходится против отверстия в днаше. В дуло mortarы предварительно закладывают 600 г испытываемого предохранительного ВВ. Взрывание электрическое; боевой патрон помещают последним. Дуло заряженной mortarы закрывают глиняной пробкой толщиной 1 см и массой 50 г и производят взрыв. Если температура и теплота газов взрыва окажутся высокими, то в камере произойдет взрыв метано-воздушной смеси.

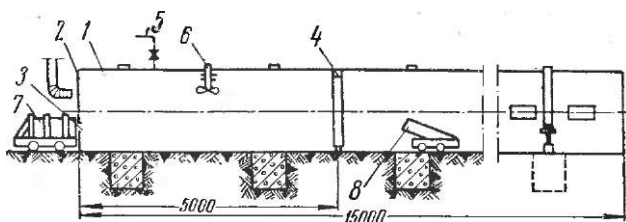


Рис. 12. Опытная металлическая штольня

Взрывчатое вещество считается предохранительным, если при десятикратном испытании взрыв метана не произойдет ни разу.

В угольных шахтах, помимо метана, представляет опасность и угольная пыль. Взрывоопасной является мелкая бархатистая угольная пыль, образующаяся при разработке пластов, содержащих более 10% летучих веществ. В зависимости от содержания летучих веществ, крупности пыли и зольности пределы взрывчатости каменноугольной пыли довольно широкие и определяются содержанием пыли в 1 ж³ воздуха в количестве от 50 до 2000 г. Наиболее опасной по силе взрыва считается концентрация 300—600 г/ж³.

Испытания ВВ на безопасность в отношении взрыва пыли производят в той же опытной штольне. При испытаниях взрывчатости диафрагму в штольне не ставят. Угольную пыль в количестве 6 кг помещают в дуло углераспылительной mortarки 8 поверх заряда ВВ величиной 50 г, после этого взрывают заряд углераспылительной mortarки и таким способом создают в штольне взрывоопасную пыле-воздушную смесь. Пыль должна быть мелкая, не менее 50% ее должно проходить через сито с 6400 отверстиями на 1 см². Содержание летучих веществ должно быть 30—35%), золы не более 5%.

Взрывчатое вещество считается предохранительным, если при десятикратном взрывании заряда ВВ величиной 700 г не произошло ни разу взрыва пыли.

Взрывчатые вещества, выдержавшие испытания в опытном штреке, будут безопасны при применении их в шахтах, опасных по газу или пыли, лишь при соблюдении ряда условий:

заряд должен быть достаточным для выполнения назначенной ему работы, но не преувеличенным;

незаряженная часть шнура должна быть плотно забита забоечным материалом; чем длиннее и плотнее забойка, тем большая часть энергии ВВ будет израсходована на разрушение породы, тем меньшую температуру и теплоту будут иметь газы взрыва, попадающие в атмосферу забоя;

содержание метана в атмосфере забоя и на расстоянии 20 ж от забоя должно быть менее 1 %;

забой, кровля, почва и бока выработки в шахтах, опасных по пыли, на протяжении 20 ж от забоя должны быть обильно смочены водой с добавкой смачивателей, а если это невозможно, необходимо осланцовывать забой и выработку таким количеством сланцевой пыли, чтобы зольность угольной пыли была доведена до 60—75%.

Глава II

ВЗРЫВЧАТЫЕ ВЕЩЕСТВА

§ 12. Классификация ВВ

Взрывчатые вещества разделяются по условиям применения на следующие группы:

и н и ц и и р у ю щ и е, применяемые для снаряжения детонаторов;

в т о р и ч н ы е (бризантные), используемые для изготовления промышленных ВВ и отчасти для снаряжения детонаторов и детонирующих шнуров;

п р о м ы ш л е н н ы е, применяемые для взрывных работ в горной промышленности и других отраслях народного хозяйства.

Промышленные ВВ подразделяются на две подгруппы — предохранительные и предохранительные.

Первая подгруппа делится на два класса: класс I — ВВ для открытых работ; класс II — ВВ для подземных работ в шахтах, не опасных по взрывчатым газам и пыли.

Вторая подгруппа делится на три класса: класс III — ВВ ограниченного применения и специального назначения (А—для работ в породных забоях, Б — для гидровзрывных работ, В — для серных шахт, Г — для шахт, опасных по водороду и углеводородам); класс IV — ВВ для работ по углю; класс V — ВВ повышенной предохранительности.

По составу взрывчатые вещества разделяются на химические соединения и механические смеси, представляющие собой смеси взрывчатых химических соединений между собой или смеси их с невзрывчатыми веществами.

Группа взрывчатых механических смесей весьма многочисленна и делится на несколько подгрупп:

аммиачно-селитренные ВВ (аммониты, аммоналы, аммотолы, динафталиты, ксилиты, динамоны и др.);
нитроглицериновые ВВ (динамиты);
промежуточные ВВ (победаты и детониты);
прочие ВВ.

Особое место занимают средства беспламенного взрывания.

Рассмотрим в первую очередь взрывчатые химические соединения, применяемые для изготовления промышленных ВВ (так как от их свойств зависят свойства промышленных ВВ) и средств взрывания.

§ 13. Взрывчатые химические соединения

Азотнокислые эфиры спиртов и клетчатки

Нитроглицерин $C_3H_5(ON_2)_3$ — жидкое маслянистое ВВ, получается при обработке смесью азотной и серной кислот глицерина (трехатомный спирт жирного ряда). Объемная масса (плотность) нитроглицерина $1,6 \text{ кг/дм}^3$. Чувствительность к удару 4 см , температура вспышки 180°С . Вследствие жидкой консистенции и опасности в обращении нитроглицерин самостоятельно для взрывных работ не применяется, но входит как один из основных компонентов во многие взрывчатые вещества (динамиты, победиты и др.), а также применяется для изготовления нитроглицериновых порохов.

Чистый нитроглицерин замерзает (кристаллизуется) при $+13$ и $+2^\circ \text{С}$. Это объясняется существованием двух его модификаций, отличающихся физическими свойствами. Замерзший и особенно полужамерзший нитроглицерин более опасен в обращении, чем жидкий.

Скорость детонации нитроглицерина в зависимости от условий опыта колеблется от 1165 до 9150 м/сек , работоспособность 550 см^3 , бризантность 20 мм .

Нитроглицоль $C_2H_4(ON_2)_2$ — жидкое ВВ, является продуктом нитрации гликоля (двухатомный спирт), плотность $1,49 \text{ кг/дм}^3$. Скорость детонации 8300 м/сек , работоспособность 650 см^3 , бризантность 30 мм , чувствительность к удару 7 см . Температура замерзания $-22,6^\circ \text{С}$. Он легко смешивается с нитроглицерином и понижает его температуру замерзания. Применяется для изготовления труднозамерзающих динамитов и других нитроглицериновых ВВ.

Тэн (пентрит, тетранитропентаэритрит) $C_6H_8(O_2N)_4$ кристаллический порошок белого цвета — продукт обработки четырехатомного спирта — пентаэритрита. Тэн влаги не боится. Применяется в качестве вторичного инициирующего ВВ при изготовлении детонаторов, а также идет для изготовления детонирующего шнура. В детонаторах тэн прессуется до плотности $1,62 \text{ кг/дм}^3$. Скорость детонации тэна $8200—8700 \text{ м/сек}$, температура вспышки 220°С , ра-

ботоспособность 500 см^3 , бризантность 25—26 мм, чувствительность к удару 30 см.

Пироксилин — твердое ВВ, получаемое при обработке клетчатки (хлопка) азотной кислотой в присутствии серной кислоты. Пироксилин с 11 нитрогруппами $\text{C}_{24}\text{H}_29\text{O}_9(\text{ONO}_2)_{11}$ называется нерастворимым. Пироксилин с 9 нитрогруппами $\text{C}_{24}\text{H}_31\text{O}_9(\text{ONO}_2)_9$ называется растворимым пироксилином, или коллоидонным хлопком. Он растворяется в смеси спирта с эфиром, в нитроглицерине, в нитрогликоле и в других органических растворителях, образуя коллоидный раствор. Коллоидонный хлопок используется для изготовления бездымных порохов и динамитов.

Нитроклетчатка с более низкой степенью нитрации (менее 8 нитрогрупп) не применяется как взрывчатое вещество, а используется для изготовления целлулоида, фотопленки и т. п.

Пироксилин, спрессованный в шашки плотностью $1,2 \text{ кг/дм}^3$, имеет скорость детонации 4300 м/сек , работоспособность 420 см^3 , бризантность 16 мм, чувствительность к удару 30 см, температуру вспышки 177°С .

Соли азотной кислоты

Аммиачная селитра NH_4NO_3 — белый, кристаллический порошок, получается синтетическим путем на азотно-туковых заводах. Она весьма гигроскопична и легко растворяется в воде. Плотность отдельных кристаллов $1,7 \text{ кг/дм}^3$. При температуре -16 и $+32^\circ \text{С}$ происходит перекристаллизация аммиачной селитры, сопровождающаяся спеканием. В результате этого селитра из рыхлой превращается в комковатую, твердую массу. При длительном хранении, особенно при переменной влажности, происходит слеживание аммиачной селитры.

Аммиачная селитра входит как основной компонент во многие взрывчатые вещества, применяемые в горном деле. Она является не только носителем кислорода, но и взрывчатым веществом.

Скорость детонации аммиачной селитры $1500—3000 \text{ м/сек}$, работоспособность $165—230 \text{ см}^3$. Инициирование ее производится промежуточным детонатором—зарядом аммонита с массой 5—20% массы заряда аммиачной селитры.

Ввиду того, что аммиачная селитра выделяет при взрыве много газообразных продуктов и мало тепла, она имеет низкую температуру взрыва и является главным компонентом в предохранительных ВВ.

Для уменьшения гигроскопичности и слеживаемости аммиачной селитры ее обрабатывают гидрофобными добавками (окись железа, стеарат кальция и др.) и гранулируют.

Калийная селитра KNO_3 и **натровая селитра** NaNO_3 не относятся к взрывчатым веществам. Они являются только носителями кислорода и широко применяются при изготовлении многих ВВ.

Нитросоединения ароматического ряда

Тротил (тол, тринитротолуол) $C_6H_2(NO_2)_3CH_3$ — твердое ВВ, имеющее вид чешуйчатых пластинок желтого цвета. Получается при нитрации толуола — продукта коксохимического производства. Температура плавления $80^\circ C$, температура вспышки $270\text{—}300^\circ C$. Прессованный тротил употребляется для изготовления подрывных шашек и патронов, порошкообразный (измельченный) — для изготовления многих промышленных ВВ, в том числе аммонитов. Плотность плавного тротила $1,6 \text{ кг/дм}^3$, прессованного — $1,55 \text{ кг/дм}^3$. Плавный тротил мало чувствителен к капсулю-детонатору и взрывается от промежуточного детонатора из порошкообразного тротила. Чувствительность к удару 85 см , работоспособность 300 см^3 , довольно безопасен в обращении и не боится влаги.

Динитронафталин $C_{10}H_6(NO_2)_2$ — твердое, весьма слабое ВВ. Работоспособность его 80 см^3 . Применяется при изготовлении некоторых сортов аммиачно-селитренных ВВ (динафталитов) и в сплавах с пикриновой кислотой.

Тетрил $C_6H_2(NO_2)_3N(NO_2)CH_3$ (тринитрофенилметилнитрамин) — мелкокристаллическое ВВ бледно-желтого цвета. Химическая стойкость его меньше, чем тротила или пикриновой кислоты. Температура вспышки $190^\circ C$, чувствительность к удару 30 см , скорость детонации при плотности $1,65 \text{ кг/дм}^3$ равна $7200\text{—}7000 \text{ м/сек}$, работоспособность 380 см^3 , бризантность 22 мм . Тетрил обладает большой восприимчивостью к детонации и очень хорошо передает ее другим ВВ. Поэтому его применяют при изготовлении детонаторов как вторичное инициирующее ВВ. В детонаторах тетрил пресуется до плотности $1,68 \text{ кг/дм}^3$.

Гексоген $C_3H_6N_3(NO_2)_3$ — кристаллический порошок белого цвета, продукт нитрации уротропина; влаги не боится, химически устойчив. Температура вспышки $290^\circ C$, по чувствительности к механическим воздействиям близок к тетрилу, но более сильное ВВ. Скорость детонации при плотности $1,7 \text{ кг/дм}^3$ равна 8300 м/сек , работоспособность 520 см^3 , бризантность 29 мм . Применяется для изготовления детонирующих шнуров, детонаторов (как вторичное инициирующее ВВ) и некоторых сортов мощных аммонитов. Смеси и сплавы гексогена с тротилом допущены для взрывных работ на поверхности земли.

Тенерес $C_6H(NO_2)_3O_2PbH_2O$ (ТНРС, тринитрорезорцинат свинца) является солью стифниновой кислоты, порошкообразное ВВ. Температура вспышки (при этом происходит детонация) $270^\circ C$. Применяется как первичное инициирующее ВВ, но только вместе с азидом свинца для гарантии безотказного взрыва азидового детонатора от пламени огнепроводного шнура или электровоспламенителя.

Соли азотистоводородной и гремучей кислот

Гремучая ртуть $\text{Hg}(\text{CNO})_2$ — мелкокристаллическое вещество белого или серого цвета; получается из металлической ртути путем обработки ее этиловым спиртом в азотной кислоте.

Плотность кристаллов $4,42 \text{ кг/дм}^3$, гравиметрическая плотность 1,6. Сухая гремучая ртуть весьма чувствительна к огню и к механическим воздействиям. Температура вспышки (при этом происходит детонация) $160\text{—}165^\circ \text{C}$. При царапании или переламывании кристаллика происходит взрыв. Чувствительность к удару 2 см. Применяется в качестве первичного инициирующего вещества при изготовлении детонаторов.

Гигроскопичность гремучей ртути невелика, но при хранении под водой она впитывает до 30% влаги. Влажная гремучая ртуть не опасна в обращении, при влажности 30% она не взрывается от огня и удара, но хорошо детонирует от взрыва заряда сухой гремучей ртути.

В гильзы детонаторов гремучую ртуть запрессовывают при давлении не свыше $200\text{—}250 \text{ ат}$, плотность ее при этом достигает $3,3 \text{ кг/дм}^3$. При превышении указанной плотности гремучая ртуть перестает детонировать от луча огня и дает отказы.

В присутствии влаги гремучая ртуть способна взаимодействовать с некоторыми металлами, образуя весьма опасные взрывчатые соединения — фульминаты. Особенно легко она реагирует с алюминием (поэтому ее не помещают в алюминиевые гильзы).

Скорость детонации гремучей ртути при плотности $3,3 \text{ кг/дм}^3$ равна 5400 м/сек .

Азид свинца PbN_6 — мелкокристаллический порошок белого цвета, соль азотисто-водородной кислоты HN_3 . Плотность кристаллов $4,8 \text{ кг/дм}^3$. Влаг не боится и при содержании ее до 30% не теряет своих взрывных свойств. Азид свинца менее чувствителен к огню и механическим воздействиям, чем гремучая ртуть.

Температура вспышки (при этом происходит детонация) 330°C , чувствительность к удару 6 см.

Азид свинца, как и гремучая ртуть, является инициирующим ВВ; от огня он также хорошо детонирует, как и от удара. Как инициирующее ВВ он лучше гремучей ртути. В детонаторах он пресушается до плотности $4,6 \text{ кг/дм}^3$. Скорость детонации 5300 м/сек .

В присутствии влаги и углекислоты азид свинца легко взаимодействует с медью, образуя очень чувствительный азид окисной меди; с железом он взаимодействует с трудом, а с алюминием не взаимодействует. По этой причине детонаторы с азидом свинца изготавливают в алюминиевых или картонных гильзах. В медные гильзы азид свинца не помещают.

Поскольку, азид свинца менее чувствителен к огню, чем гремучая ртуть, то для безотказности действия азидотетриловых детонаторов в них помещают поверх заряда азид свинца небольшое количество тенерса, имеющего температуру вспышки 270°C . "

§ 14. Промышленные аммиачно-селитренные ВВ

Аммиачно-селитренные ВВ представляют собой механические смеси аммиачной селитры с другими взрывчатыми и невзрывчатыми веществами. Большинство аммиачно-селитренных ВВ, применяющихся в горном деле, носит название аммонитов с прибавлением номера или индекса, отличающего один состав смеси от другого. Меньшая часть смесей носит другие названия (аммонал, динафталит), указывающие до некоторой степени на компоненты, входящие в их состав.

Аммониты отличаются сравнительно невысокой стоимостью и большой безопасностью в обращении. Они мало чувствительны к огню, трению и удару (чувствительность к удару около 100 см). Скорость детонации, как и бризантность, аммонитов зависит не только от состава, но и от способа изготовления и колеблется в пределах 2400—5100 м/сек. Объем газообразных продуктов взрыва 600—1000 $\text{дм}^3/\text{кг}$, теплота взрыва 600—1300 ккал/кг, температура взрыва 1400—2650° С.

Свойства аммонитов определяются главным образом свойствами аммиачной селитры, которой в аммонитах более 50%.

Аммониты весьма гигроскопичны и легко увлажняются. При взрывании аммонитов повышенной влажности в продуктах взрыва появляется много ядовитых газов (окиси углерода, окислов азота), происходят неполные взрывы и отказы. Для аммонитов, применяемых на открытых разработках, Правилами безопасности [6] допускается влажность не более 1,5%, а на подземных — не более 0,5%. Влажность аммонитов при выпуске их с завода не должна превышать соответственно 0,5 и 0,2%.

Для уменьшения гигроскопичности некоторые сорта аммонитов изготовляют, на основе водоустойчивой селитры, обработанной гидрофобными веществами. Таким аммонитам присваивают индекс В (водоустойчивый), ЖВ, КВ (другая буква индекса указывает на название гидрофобного вещества).

Вторым недостатком аммонитов, также зависящим от свойств аммиачной селитры, является их склонность к слеживанию и спеканию. Патроны слежавшегося или спекшегося аммонита тверды на ощупь, при взрывании дают неполные взрывы и отказы. Твердые патроны перед употреблением надо -разминать руками, доводя аммонит до порошкообразного состояния.

Аммониты, содержащие некоторое количество сосновой коры, мха или древесной муки (например, аммонит № 7 ЖВ), меньше подвергаются слеживанию. Эти вещества, находясь между зёрнами аммиачной селитры, препятствуют росту кристаллов ее и играют роль разрыхлителей. Вместе с тем они участвуют в реакции взрыва и увеличивают энергию взрыва.

Тротил (как и другие нитропроизводные ароматического ряда) вводят в состав аммонитов для увеличения энергии взрыва и повышения чувствительности к начальному импульсу.

В предохранительные аммониты, кроме того, добавляют хлористый калий или хлористый натрий.

На открытых работах широко применяются смеси аммиачной селитры с невзрывчатыми горючими добавками — динамоны. К ним относятся гранулиты АС и С и игданит. Первые представляют собой смесь гранулированной аммиачной селитры с минеральным маслом, опудренную алюминием (гранулит АС) или сажей (гранулит С). Гранулиты изготовляют на заводах. Игданит — смесь аммиачной селитры (96%) с соляровым маслом (4%), приготавливаемая непосредственно на рабочем месте перед заряданием скважин.

Аммониты для открытых работ выпускаются в порошкообразном или гранулированном виде, упакованные в крафтцеллюлозные мешки по 40 кг. Аммониты для подземных работ выпускаются в порошкообразном или прессованном виде только патронированные. Плотность патронирования порошкообразных аммонитов 1—1,15 кг/дм³, диаметр патронов 32, 36 и 45 мм. По особому заказу могут выпускаться патроны других диаметров. Масса патронов стандартных диаметров от 100 до 300 г.

Патроны прессованного аммонита имеют диаметр не менее 35—36 мм, масса 200±10 г, составлены из двух или трех шашек. При прессовании плотность шашки со стороны пуансона получается большей, чем со стороны поддона. Менее плотная часть шашки легче воспринимает детонацию, а более плотная часть шашки создает больший детонационный импульс. Шашки в патроне укладываются так, что более плотная часть первой шашки примыкает к менее плотной части второй. В менее плотном конце первой шашки имеется гнездо для помещения детонатора. Детонаторное гнездо имеется в каждом патроне, и его местоположение указано стрелкой на обложке.

В шпур патроны помещают так, чтобы детонаторные гнезда были обращены наружу, во избежание соприкосновения двух более плотных концов. Патроны разминать нельзя. Плотность прессования аммонитов от 1,25 до 1,50 кг/дм³. Благодаря повышенной плотности концентрация энергии на единицу объема заряда в прессованном аммоните большая, чем в порошкообразном.

Гильзы патронов делают из пергаментной бумаги. Патроны парафинируют и упаковывают в пачки по 10 шт. Пачки заворачивают в пергаментную бумагу, парафинируют и помещают в деревянные ящики по 30 кг. На гильзах патронов проставляют фабричное клеймо с обозначением наименования завода, типа ВВ и массы патрона. Цвет гильзы (или клейма) должен соответствовать классу ВВ. Для ВВ I класса (для открытых работ) — гильза белая, для II класса — красная, для III-A — синяя, для III-B — зеленая, для ВВ IV класса — желтая.

Гарантийный срок использования аммонитов от 6 до 12 месяцев. На исходе гарантийного срока, а также в случае возникновения сомнения в доброкачественности аммониты должны подвергаться

испытаниям на передачу детонации и на влажность. Состав некоторых аммонитов указан в табл. 5. Полный перечень и свойства ВВ, допущенных к применению в горной промышленности, приведен в табл. 1 приложения.

Таблица 5

Содержание компонентов, %

Взрывчатые вещества	Ga		K	ci K	fc; XaK	O, Si, P, S, Na	Область применения
	г	г					
II редухранительный аммонит ПЖВ-20	64	16				20	IV Для работ по углю и породе в шахтах всех категорий
Предохранительный аммонит АП-4ЖВ	68	17				15	III Для породных работ в шахтах всех категорий
Аммонит № 7>КВ	82	14					II Для шахт не опасных по газу или пыли
Аммонит № 6ЖВ	79	21					То же
Аммонал ВА-2	81	15					
Динафталит	88		11,6	0,4			
Игданит	96		Соляровое масло 4%				Для открытых работ

§ 15. Нитроглицериновые ВВ

Нитроглицериновые ВВ имеют менее широкое применение, чем аммиачно-селитренные. Основным или одним из основных компонентов этих ВВ является нитроглицерин, который в значительной мере определяет их свойства. Из группы нитроглицериновых взрывчатых веществ наиболее широко применяются высокопроцентные пластичные динамиты, содержащие больше 27% нитроглицерина.

Динамиты представляют собой пластичную тестообразную массу желто-серого цвета. Состав 62%-ных динамитов приведен в табл. 6.

Таблица 6

Компонент	Динамит 62%-ный обыкновенный	Динамит 62%-ный трудно-заморающийся
	содержание компонентов, %	
Нитроглицерин	62	37,0
Нитроглицоль	-	25,0
Коллодионный хлопок	3	3,5
Калиевая или натриевая селитра	27	32,0
Древесная мука	8	2,5

В состав динамита для нейтрализации следов кислот и повышения его химической стойкости вводят также соду или мел.

Коллоидный хлопок применяется для связывания жидких компонентов. Растворяясь в нитроглицерине и нитрогликоле, он дает коллоидный раствор, превращаясь вместе с жидкими компонентами в тестообразную студенистую массу. Кроме того, коллоидный хлопок, являясь взрывчатым веществом, повышает энергию смеси. Часть жидких компонентов связывается частицами селитры и древесной муки. Древесная мука является также разрыхлителем пластичной массы.

Динамит патронирован в двухслойные гильзы из пергаментной или полупергаментной бумаги. Плотность патронирования 1,4 кг/дм³. Вес патронов 200 и 550 г, диаметр соответственно 32 и 45 мм, длина 18 и 25 см.

Гарантийный срок хранения динамита с натриевой селитрой 6 месяцев, с калиевой — 8 месяцев.

К положительным качествам динамитов относятся их высокая бризантность, работоспособность и водоустойчивость. Будучи пластичными, динамиты хорошо уплотняются забойником в шпуре, что способствует повышению плотности заряжания.

Благодаря большой мощности и влагоустойчивости динамиты находят применение при проходке стволов шахт, окоlostвольных выработок и квершлагов в шахтах негазовых и не опасных по пыли. Стоимость динамитов в 2—3 раза выше стоимости аммонитов, но благодаря указанным выше достоинствам применение динамитов в мокрых забоях при взрывании крепких пород более выгодно, чем применение аммонитов.

К недостаткам динамитов относятся: замерзание, эксудация и старение.

При замерзании нитроглицерин выкристаллизовывается, вследствие чего состав и структура динамита изменяются. Замерзший динамит весьма опасен в обращении. Еще более опасен полузамерзший (замерзший на поверхности патрона) или полуоттаявший динамит. Вместе с тем замерзший динамит вследствие плохого формирования в нем детонационной волны дает неполные взрывы и частичные отказы зарядов. Поэтому работа с замерзшим динамитом запрещается до его полного оттаивания.

Температура замерзания обыкновенного динамита +10° С, а труднозамерзающего нитрогликолевого —21° С, последний является для большинства горнодобывающих районов СССР более рациональным ВВ. Этот сорт динамита допущен Правилами безопасности к применению на всех разработках, кроме шахт, опасных по газу или пыли.

Эксудацией называется выделение из динамита жидких компонентов (нитрогликоля, нитроглицерина). Эксудация происходит при длительном хранении динамита. Более быстро она возникает при хранении его в условиях повышенной температуры, а также при плохом качестве изготовления.

Эксудировующий динамит столь же опасен в обращении, как и нитроглицерин. Поэтому работа с эксудировующим динамитом и его хранение запрещаются. Эксудировующий динамит подлежит немедленному уничтожению.

Старение динамита происходит как от длительного хранения, так и вследствие плохого качества изготовления. Старение объясняется тем, что из динамитного теста улетучиваются пузырьки воздуха, вследствие чего плотность динамита повышается до $1,5—1,55 \text{ кг/дм}^3$ и ухудшаются его детонационные свойства. Старый динамит имеет резко пониженную скорость детонации ($600—800 \text{ м/сек}$ вместо 5000 м/сек), мало восприимчив к детонации и дает отказы; он приобретает желто-восковой цвет. Такой динамит подлежит уничтожению.

Динамит должен испытываться на базисных складах в конце гарантийного срока хранения, а также в тех случаях, когда возникает сомнение в его доброкачественности; при этом он подвергается испытаниям на передачу детонации, на химическую стойкость и на эксудацию.

§ 16. Группа промежуточных ВВ

К этой группе ВВ относятся взрывчатые вещества, занимающие по составу и свойствам промежуточное положение между аммонитами и динамитами. Такими взрывчатыми веществами являются победиты и детониты.

Победиты. По своему составу победиты более сходны с аммонитами. Они содержат более 50% аммиачной селитры, небольшое количество нитропроизводных ароматического ряда, горючие добавки и соли. Кроме этих компонентов, в победиты в отличие от аммонитов входит небольшое количество (3—8%) нитрозэфиров. Нитроглицерин повышает восприимчивость ВВ к начальному импульсу и улучшает детонационные свойства. По условиям перевозки, хранения и применения победиты приравниваются к аммонитам. Некоторые марки победитов (ВП) выпускаются с водостойчивой аммиачной селитрой и, являясь водостойчивыми, применяются в сырых забоях.

Детониты. Эти ВВ содержат большее количество нитрозэфиров, чем победиты, и более чувствительны к механическим воздействиям. Детониты по работоспособности и бризантности не уступают 62%-ному динамиту и значительно дешевле последнего. В связи с этим детониты находят все более широкое применение. Однако водостойчивость детонитов меньшая, чем динамитов, хотя детониты и изготавливаются на водостойчивой аммиачной селитре. По условиям хранения и транспортирования детониты приравнены к аммонитам.

Перечень и характеристика победитов и детонитов приведены в табл. 1 приложения. Состав трех представителей этой группы ВВ приведен в табл. 7.

Таблица 7

Компонент	Водоустойчивый победит ВП-2	Детонит	
		№ 6А	№ 15А-10
Аммиачная селитра	X	X	X
Тротил . . .	X	X	X
Нитроэфир	X	X	X
Древесная мука .	X	-	-
Хлористый калий	X	-	-
Алюминий	-	X	X

X — содержится, — не содержится.

§ 17. Прочие ВВ

Хлоратные и перхлоратные ВВ. Эти ВВ изготавливаются на основе солей хлорноватой и хлорной кислот (КСЮ_3 ; КСЮ_4 ; NaClO_3 ; NaClO_4 ; NH_4ClO_4) с добавками нитропроизводных ароматического ряда, нитроглицерина и древесной муки. Они обладают сравнительно невысокой способностью к детонации и более чувствительны к механическим воздействиям. В СССР эти ВВ применения почти не имеют.

Пороха. Эти ВВ можно разделить на две группы: пороха — механические смеси и пороха коллоидного типа.

Черный дымный порох, представляющий собой механическую смесь калийной селитры (75%), древесного угля (15%) и серы (10%), имеет ограниченное применение при открытых взрывных работах в горной промышленности. Это ВВ отличается отсутствием бризантных свойств, имеет небольшую скорость взрыва (100—300 м/сек) и применяется только при добыче крупных монолитов (мрамора, гранита) для скульптурных изделий.

Черный дымный порох весьма чувствителен к трению, удару и искре и требует осторожного обращения.

Пороха коллоидного типа (пироксилиновые пороха) для взрывных работ используются сравнительно редко. Они применяются иногда при скважинном методе взрывных работ. При зарядании скважин пироксилиновым порохом последний смешивают с насыщенным раствором аммиачной селитры. Это делает порох более безопасным в обращении и упрощает технику зарядания и, кроме того, повышает бризантность и энергию взрыва.

Эквивалентные ВВ; Это высокопредохранительные ВВ без предохранительных оболочек, не уступающие (эквивалентные) по своим предохранительным свойствам взрывчатым веществам в предохранительных оболочках. Наилучшими являются эквивалентные ВВ с обменными солями. В состав этих ВВ входят 12—20% активных компонентов на основе нитроэфиров и 80—88% обменных солей, которые при детонации активной части реагируют по уравнению



Таким образом, в процессе детонации образуется пламегасительная соль — хлористый натрий и большое количество газов с низкой температурой.

Опытные взрывные работы в угольных забоях и испытание в газовой штольне показали, что эквивалентное ВВ типа Э-6, имеющее работоспособность 150—170 см³, обладает более высокими предохранительными свойствами, но в 1,5 раза меньшей разрушающей способностью, чем предохранительный аммонит ПЖВ-20.

§ 18. Средства беспламенного взрывания

Средства беспламенного взрывания (гидрокс, кардокс и аэродокс) отличаются высокими предохранительными свойствами и применяются для взрывания в шахтах, опасных по газу и пыли для работ по углю, главным образом в лавах с машинной зарубкой, а также для подрывки некрепких боковых пород. Они представляют собой стальные цилиндры, заполненные сжатым или сжиженным газом или специальным взрывчатым веществом.

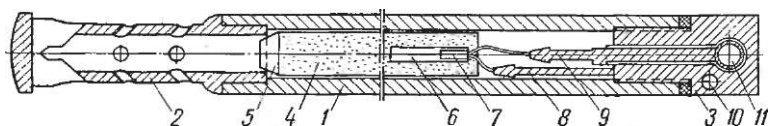


Рис. 13. Гидрокс

Гидрокс состоит из стального цилиндра 1 (рис. 13), закрытого разрядной головкой 2 и зарядной 3. В цилиндре помещается патрон 4, состоящий из плотной бумажной гильзы, заполненной смесью обменных солей и закрытой пластмассовой пробкой 5. Внутри патрона находится нагревательный элемент 6 и электровоспламенитель 7. Пластмассовая пробка патрона закрывает отверстие разрядной головки. Провода электровоспламенителя соединяют со стержнями 8 и 9. Стержень 8 соединен с зарядной головкой. Стержень 9 и гильза II изолированы от головки. В гильзу 11 и отверстие 10 вставляют провода, идущие к взрывной машинке. Стальной патрон помещают в шпуре разрядной головкой ко дну шпура.

При включении тока срабатывает электровоспламенитель и нагревательный элемент 6, возбуждающий реакцию в смеси обменных солей.

Заряд массой 380 г дает около 200 дм³ газов с низкой температурой. Давление в цилиндре достигает 1800 ат, пластмассовая пробка срезается, газы устремляются в полость разрядной головки и в шпур, давят на стенки шпура и отбивают уголь. Благодаря косо направленным отверстиям под действием реактивного давления выходящих газов стальной патрон прижимается к дну шпура.

При погрузке взорванного угля стальные цилиндры укладывают рядом с конвейером, а при следующем цикле вновь заряжают их патронами. Цилиндр выдерживает до 800 взрываний.

Шпур в лаве с машинным врубом бурят через 1—1,5 ж. Взрыв действует мягко, без сильного дробления. Благодаря этому повышается выход плиты и ценность антрацита. При использовании гидрокса создается более высокая степень безопасности взрывных работ, чем при обычных предохранительных ВВ.

Длина стальных цилиндров 1,2—1,6 ж, диаметр 44—64 мм, масса 6—10 кг, масса заряда 380—480 г.

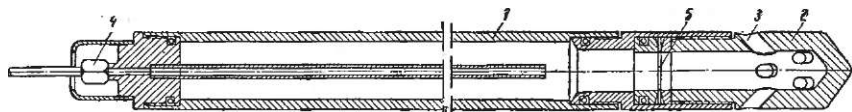


Рис. 14. Аэродок

Кардокс. Стальной цилиндр прочно закрытый диском толщиной 2—3 мм из мягкой стали и разрядной головкой. В цилиндр помещается нагревательный патрон (60—120 г) с электровоспламенителем и нагнетается жидкая углекислота (CO_2) при давлении 70 ат. При воспламенении нагревательного патрона жидкая углекислота превращается в газообразную, давление достигает 1700—2400 ат, стальной диск срезается и газы через отверстия разрядной головки заполняют шпур. Действие газов на уголь такое же, как при гидроксе. Размеры цилиндра такие же, как у гидрокса, масса с зарядами — до 12 кг. Заряд углекислоты 0,1—2,7 кг. Зарядная углекислотная станция располагается на поверхности (реже в шахте). Каждый цилиндр после взрыва надо доставлять на зарядную станцию, а после зарядки — к забою, что создает значительные неудобства.

Аэродокс или эрдокс (рис. 14), состоит из стальной трубы 1, разрядной головки 2 с выхлопными окнами 3, штуцера 4 для подключения к воздушной сети и запорного диска 5. Длина патрона 1,8—3 ж, диаметр 64 мм. Шпур бурят на 0,2—0,8 ж короче патрона. Заложив патрон в шпур, соединяют его специальным шлангом с воздухопроводом и подают в патрон сжатый воздух (давление 700—780 ат). Когда давление воздуха в цилиндре достигнет 600—700 ат, запорный диск срезается. Сжатый воздух выходит через выхлопные окна в шпур и отбивает уголь. Для взрыва следующего шпура надо вставить новый запорный диск и впустить в патрон новую порцию сжатого воздуха.

Воздух сжимается шестиступенчатым компрессором производительностью 2,5 м³/мин, располагаемым в околостольном дворе. От воздухохранилища емкостью 80 дм³ сжатый воздух поступает к забою по стальному трубопроводу диаметром 12 мм с толщиной стенок 6 мм. По лаве прокладывают гибкий медный трубопровод диаметром 4,5 мм с толщиной стенок 2,5 мм. В нем через 10—15 ж вставляются штуцера с кранами для подключения гибкого резинового бронированного шланга высокого давления. Вся воздухопроводная

сеть имеет двукратный запас прочности. Компрессор автоматически выключается при давлении в сети 780 ат и включается при понижении давления до 700 ат.

Гидрокс, кардокс и аэрдокс испытывались в 1960—1962 гг. на шести антрацитовых шахтах Луганского совнархоза, опасных по газу. Хорошие технико-экономические показатели были получены в лавах, где применялись гидрокс и аэрдокс. Количество штыба уменьшилось на 30—50% и, кроме того, сократилась себестоимость 1 т антрацита.

§ 19. Испытания ВВ на складах

Взрывчатые вещества необходимо испытывать на складах при приемке, по истечении гарантийного срока и всякий раз, когда возникает сомнение в их доброкачественности.

Динамиты испытывают на эксудацию, передачу детонации и химическую стойкость. Аммиачно-селитренные ВВ испытывают на передачу детонации и на влажность. Кроме того, производят наружный осмотр тары и патронов ВВ.

Определение эксудации (выделения нитроглицерина или нитроглицерола) производят при внешнем осмотре патронов. При разворачивании обертки патрона не должно быть следов жидкости на внутренней стороне второго (наружного) слоя обертки. Допускается только наличие маслянистой полоски на стыке внутреннего слоя обертки патрона с налегающим на него следующим, наружным слоем обертки. Ширина этой полоски не должна быть более 6 мм. При наличии более широкой полосы, а также капель или больших пятен расплывшейся маслянистой жидкости динамит считается эксудующим и подлежит немедленному уничтожению.

Испытания на передачу детонации осуществляются путем взрывания трех пар патронов. Каждую пару патронов располагают на утрамбованном грунте в одну линию с расстоянием между ними, равным длине, на которую, согласно ГОСТу или ТУ, должна передаваться детонация. Один патрон взрывают от детонатора, а другой должен взорваться через влияние. Непатронированные ВВ патронируют в патроны по 200 г, $d=32$ мм.

При отказе взрыва хотя бы в одном опыте ВВ подвергают испытанию повторно с удвоенным количеством опытов, а в случае отказа при повторных испытаниях партия ВВ бракуется.

Испытание динамита на химическую стойкость производят следующим образом. В пробирку помещают навеску смеси из 3 г динамита и 6 г талька, пробирку закрывают пробкой, сквозь которую пропущена стеклянная палочка с крючком. На крючок надевают листок (1X2 см) йодокрахмальной бумаги, верхнюю половину которого смачивают 50%-ным раствором химически чистого глицерина в воде. Пробирку ставят в водяную баню с температурой воды

¹ Для ВВ, содержащих более 30% нитроэфиров.

75° С. Одновременно в баню ставят пробирку с бумажным эталоном.

При нагревании динамит начинает разлагаться, выделяя окислы азота. Последние, поднимаясь вверх, вступают в реакцию с йодистым калием, раствором которого обработана бумага. Выделяющийся йод окрашивает полоску бумаги в бурый цвет.

Если на бумаге появится бурая полоса, равная по интенсивности бурой черте на бумажке-эталононе, не ранее, чем через 10 мин после погружения пробирки в баню, то динамит считается стойким. Если побурение произойдет между 7-й и 10-й минутами — динамит малостойкий и подлежит израсходыванию в течение 1,5 месяца. Если побурение произойдет ранее 7 мин, то динамит считается нестойким и подлежит израсходыванию в течение 5 дней или уничтожению.

Аммониты на передачу детонации испытывают так же, как и динамиты.

Испытание аммонита на влажность производится так: из отобранной пробы берут две навески по 50 г, помещают в фарфоровые чашки или бюксы и сушат их до постоянного веса в сушильном шкафу при температуре 65° С, затем охлаждают и снова взвешивают.

Содержание влаги в процентах определяют по формуле

$$W = \frac{c_1 - c_2}{c_2} \cdot 100, \%$$

где c_1 и c_2 — масса навески ВВ соответственно до и после просушивания.

I

Глава III

СРЕДСТВА И СПОСОБЫ ВЗРЫВАНИЯ

Взрывание зарядов может быть огневое, электрическое и безкапсюльное — взрывание детонирующим шнуром. При первых двух способах взрывание, или инициирование, зарядов производят с помощью капсюля-детонатора. Капсюль-детонатор взрывают огнем способом с помощью огнепроводного шнура (огневое взрывание) или электрическим — с помощью электровоспламенителя, закрепленного в капсюле-детонаторе (электрическое взрывание).

Промежуточное положение между огнем и электрическим способом, но ближе к первому, занимает электроогневой способ взрывания, имеющий весьма небольшое применение.

Каждый из перечисленных способов взрывания имеет свои достоинства и недостатки и свои условия и области рационального применения.

§ 20. Средства огневого взрывания

Для огневого взрывания служат капсюли-детонаторы, огнепроводный шнур и средства его поджигания.

Капсюль-детонатор представляет собой гильзу 1 (рис. 15), в которой запрессовано небольшое количество инициирующего ВВ. Гильзы делают из плотной бумаги или металла (медь, латунь, алюминий); толщина стенки 0,12—0,2 мм.

В гильзу запрессовывают вначале 1 г вторичного инициирующего ВВ (тетрила, тэна или гексогена) 2, а затем первичное инициирующее ВВ (0,5 г гремучей ртути или 0,2 г азид свинца и 0,1 г тенереса) 3. Заряд первичного инициирующего ВВ прикрывается металлической чашечкой 4, впрессованной в гильзу. Чашечка имеет посредине отверстие диаметром 2—2,5 мм. Сквозь это отверстие к первичному инициирующему ВВ проникает пламя от горящего огнепроводного шнура и вызывает детонацию капсюля. Чашечка предохраняет первичное ВВ детонатора от высыпания из гильзы, и делает более безопасным процесс введения огнепроводного шнура в дульце детонатора.

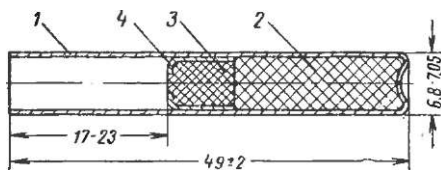


Рис. 15. Капсюль-детонатор

В зависимости от вида инициирующих ВВ, которыми снаряжены капсюли-детонаторы, последние имеют названия: азидотетриловые, гремучертутнотетриловые, азидотэновые и т. д.

Так как увлажненная гремучая ртуть дает отказы, то детонаторы с гремучей ртутью надо предохранять от увлажнения. Детонаторы с азидом свинца не боятся увлажнения, сила взрыва их несколько выше, чем гремучертутных.

В настоящее время применяют капсюли-детонаторы № 8М в медной гильзе, № 8А — в алюминиевой и № 8Б — в бумажной.

Капсюли-детонаторы укладывают дульцем вверх по 100 шт. в картонные коробочки, а последние по 5 шт. в длинные картонные коробки и затем в цинковый ящик, который, в свою очередь, помещают в деревянный ящик и обкладывают тонкими стружками и опилками. Ящик содержит 5000 капсюлей-детонаторов.

Огнепроводный шнур (ОШ) служит для подвода пламени к первичному заряду капсюля-детонатора. Он имеет сердцевину из мелкозернистого черного (дымного) пороха с центральной направляющей нитью и две-три оплетки из льняных или хлопчатобумажных нитей, навитых в противоположных направлениях (рис. 16).

К применению при взрывных работах допущены следующие виды огнепроводного шнура: ОША — асфальтированный, ОШДА — двойной асфальтированный, ОШП — пластикатный.

Асфальтированный огнепроводный шнур применяется для работ во влажных и сухих забоях, двойной асфальтированный — в мокрых, пластикатный — в забоях, покрытых водой.

Наружный диаметр шнура 5—6 мм. Скорость горения огнепроводного шнура 1 см в секунду. Шнуры выпускаются отрезками по

10 м, свернутыми в круги разного диаметра (15—25 см). Круги по 25 шт. собирают в бухты и обертывают в пергаментную бумагу. Эти бухты по 8 или 4 шт. (только ОШП) упаковывают в деревянные ящики.

В случае нарушения технологического режима при изготовлении шнур будет иметь дефекты, вызывающие затухание, замедленное или ускоренное горение. Переуплотнение пороховой сердцевины вызывает замедление горения. Рыхлая, неуплотненная сердцевина горит с большей скоростью. При перерывах в сердцевине происходит затухание или весьма большое замедление горения. Так как подобные дефекты могут вызвать несчастные случаи, то шнур должен испытываться на скорость, полноту и равномерность горения, а также подвергаться проверке наружным осмотром.

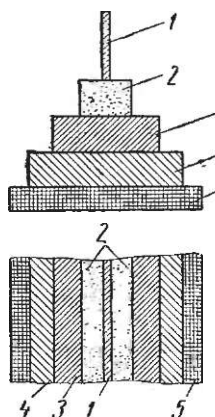


Рис. 16. Огнепроводный шнур ОШП:

1 — направляющая нить; 2 — пороховая сердцевина; 3 и 4 — нитяные оплетки; 5 — пластиковая оболочка

Зажигательные трубки. Зажигательной трубкой (рис. 17) называется капсуль-детонатор, соединенный с отрезком огнепроводного шнура.

Длина отрезка огнепроводного шнура устанавливается исходя из следующих соображений: шнур должен выходить из шнура не менее чем на 10—15 см, чтобы удобно было его поджигать; кроме того, шнур должен быть такой длины, чтобы длительность горения его обеспечила взрывнику возможность поджечь все шнуры в забое и уйти в место укрытия до того, как взорвется первый заряд. Независимо от расчетов минимальная длина отрезка самого короткого шнура должна быть, по

требованию Правил безопасности, не менее 1 м.

Зажигательный фитиль состоит из хлопчатобумажной или льняной сердцевины, пропитанной раствором калиевой селитры, покрытой сверху оплеткой из хлопчатобумажных крученых нитей. Диаметр фитиля 6—8 мм. Он легко загорается от спички и тлеет со скоростью 1—2 см/мин.

Фитиль отрезками по 50 м сворачивается в круги. Бухты по пять кругов в каждой, обернутые в бумагу, упаковывают в деревянные ящики по 8 шт. Фитиль весьма удобен в работе и хорошо поджигает огнепроводный шнур, особенно если он надрезан у поджигаемого конца.

Зажигательная свеча имеет диаметр около 10 мм и длину около 20 см и состоит из бумажной гильзы, заполненной на $^3\text{Д}$ длиной горючим составом и на ^1U негорючим веществом. Этот конец свечи взрывник держит в руке при поджигании шнуров. Противоположный конец ее снабжен, как спичка, зажигательной головкой, легко воспламеняющейся при трении о терочную пластинку. Свеча дает

ровное хорошее пламя, легко поджигающее огнепроводный шнур. Свечи изготовляют с длительностью горения 1, 2 и 3 мин.

Контрольный шнур — это отрезок огнепроводного шнура длиной 40 см и более, в котором через каждые 2—3 см сделаны[^] надрезы на глубину $\frac{2}{3}$ его диаметра. При горении контрольного шнура из надрезанного места выбрасывается сноп искр, легко воспламеняющий шнур зажигательной трубки.

Контрольный шнур служит одновременно и для контроля времени поджигания. Его делают на 60 см короче шнура зажигательной трубки и зажигают первым; как только он сгорит, взрывник удаляется в укрытие.

Зажигательный патрон служит для одновременного поджигания нескольких зажигательных трубок. Он представляет собой открытую с одного конца гильзу длиной 5—10 см и диаметром 2—4 см (в зависимости от количества вводимых в патрон шнуров) из плотной парафинированной бумаги. На доннышке ее помещен тонкий слой (2—3 мм) воспламенительной смеси (85% мелкозернистого пороха, 5% канифоли и 10% парафина), горящей ровным пламенем, без вспышек.

Зажигательные патроны применяют при большом количестве шнуров, если они расположены близко один к другому. Концы трубок, выходящие из нескольких соседних шнуров, собирают в пучок и вставляют в зажигательный патрон. Для воспламенения патрона в него вставляют отрезок огнепроводного шнура длиной 15—25 см. Гильзу патрона закрепляют на пучке шпагатом.

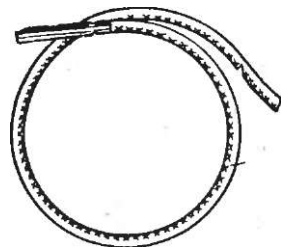


Рис. 17. Зажигательная трубка

§ 21. Средства электрического взрывания

К средствам электрического взрывания относятся электродетонаторы мгновенного, замедленного и короткозамедленного действия.

Электродетонаторы **мгновенного действия**. Электродетонатором называется капсуль-детонатор, соединенный с электровоспламенителем.

Электровоспламенитель имеет следующее устройство. Два изолированных электропровода (медные, реже железные или биметаллические) длиной от 1,5 до 3 ж и диаметром 0,5—0,8 мм свиты вместе на длину 5—10 см. Кончики их на 5—10 мм очищены от изоляции и разведены в виде вилочки, к концам которой припаян металлический волосок, называемый мостиком накаливания. Длина мостика 2—4 мм, диаметр 30—50 мк, материал — нихром (сплав никеля с хромом), реже — константан (сплав меди с никелем).

Мостик и часть зачищенной вилочки покрыты легковоспламеняющимся твердым составом, который охватывает их в виде крупной твердой капли (воспламенительной головки).

Электровоспламенитель закрепляется в дульце капсюля-детонатора пластикатовой пробкой и обжатием гильзы. При пропускании по проводам тока мостик накаливается и воспламеняет головку, пламя которой почти мгновенно вызывает взрыв детонатора. Такой электродетонатор называется электродетонатором мгновенного действия (рис. 18, а).

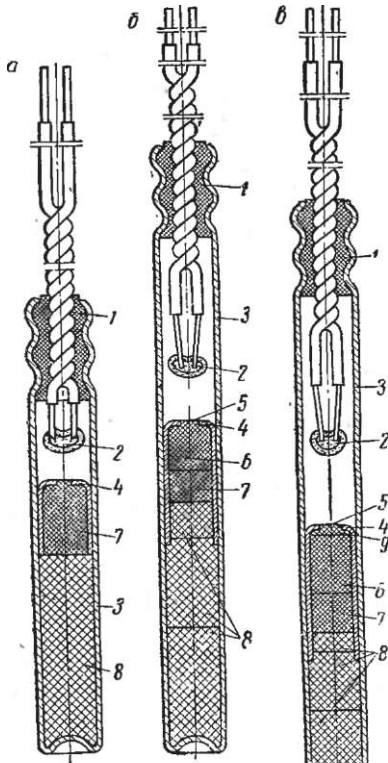


Рис. 18. Электродетонаторы:

б — короткозамедленного действия — ЭДКЗ; в — замедленного действия ЭДЗД; 1 — пластикатовая пробка; 2 — электровоспламенитель; 3 — гильза детонатора; 4 — чашечка; 5 — шелковая сетка; 6 — замедляющий состав; 7 — первичное инициирующее ВВ; 8 — вторичное инициирующее ВВ; 9 — зажигающий состав

В настоящее время в горной промышленности применяются электродетонаторы мгновенного действия ЭД-8-56, ЭД-8П-59, ЭД-9-60 и ЭД-10-62. Мостик электровоспламенителя из нихромовой проволоки диаметром 30 мк. Воспламенительная головка двухслойная. Первый слой состоит из смеси роданистого свинца (50 весовых частей), бертолетовой соли (50 частей) и свинцового сурика (1 часть, как показатель однородности смешения), склеивающее вещество — 4 %-ный нитролак. Второй слой состоит из смеси бертолетовой соли (78 весовых частей) и древесного угля (22 части), склеивающее вещество — 26 %-ный водный раствор столярного клея. Воспламенительная головка лакируется нитролаком. Омическое сопротивление электродетонаторов 1,5—4 ом.

Электродетонаторы довольно однородны по чувствительности к току: 20 последовательно соединенных электродетонаторов безотказно взрываются от постоянного тока в 1 а (сила переменного тока не менее 3,5 а), время срабатывания $t_v = 2 \cdot 10^{-6}$ мсек. Импульс воспламенения $i^2 t_B = 0,7 \cdot 10^{-3}$ а² · мсек. Сила безопасного тока — 0,15 а в течение 5 мин.

С 1959 г. наша промышленность начала выпускать еще предохранительные электродетонаторы мгновенного действия ЭД-8П-59 и ЭД-9-60. Они имеют биметаллическую (сталь-медь) утолщенную гильзу (0,5 мм) и не вызывают взрыва метано-воздушной смеси при открытом взрывании их в этой смеси.

Электродетонаторы замедленного действия (ЭЗД). Электродетонаторы замедленного действия (рис. 18, в) отличаются от электродетонаторов мгновенного действия тем, что между электровоспламенителем и первичным инициирующим ВВ помещен столбик замедляющего состава (смесь свинцового сурика, хромокислого свинца и ферросилиция). Величина времени замедления зависит от длины столбика замедлителя, его состава и плотности.

При пропускании тока через группу электродетонаторов с различным замедлением, соединенных последовательно, электровоспламенители вспыхнут в них одновременно, а детонаторы будут взрываться с интервалами, зависящими от степеней замедления.

Электродетонаторы замедленного действия выпускают с замедлением 0,5; 0,75; 1,0; 1,5; 2; 4; 6; 8 и 10 *сек*. К проводам электродетонатора прикрепляется бирка с цифрой, обозначающей номер замедления.

Электродетонаторы короткозамедленного действия (ЭДКЗ). Электродетонаторы короткозамедленного действия (рис. 18, б) выпускаются со ступенями замедления 25, 50, 75, 100, 150 и 250 *мсек* (разброс времени замедления ± 10 *мсек* для первых трех ступеней и ± 15 *мсек* для остальных). Воспламенительная головка двухслойная. Состав первого слоя такой же, как и в электродетонаторах ЭД-8-56, состав второго слоя — свинцовый сурик (90 весовых частей) и силикокальций (10 частей), склеивающее вещество — нитролак.

Замедляющий состав изготовляют из смеси свинцового сурика (окислитель), силикокальция и ферросилиция (горючие компоненты). Замедлитель, называемый замедлитель-капсульт-детонатор, снаряжают следующим образом: в удлиненную медную луженую чашечку (см. рис. 18), отверстие которой закрывается шелковой сеткой, запрессовывают замедляющий состав, а поверх него декстриновый азид свинца и тэн. При изготовлении электродетонатора короткозамедленного действия в гильзу детонатора запрессовывают 0,5—0,7 *г* вторичного инициирующего ВВ, затем всыпают навеску этого же ВВ в порошкообразном состоянии и впрессовывают замедлитель-капсульт-детонатор. После этого в гильзу помещают электровоспламенитель с пластиковой пробкой.

За рубежом электродетонаторы короткозамедленного действия выпускаются с интервалами замедлений 12, 25, 34, 40 *мсек*. В СССР планируется выпуск ЭДКЗ с интервалами 15 *мсек*.

При взрывании зарядов электродетонаторами короткозамедленного действия уменьшаются разлет породы и сейсмический эффект взрыва и несколько уменьшается расход ВВ по сравнению с тем, что имеет место при взрывании электродетонаторами мгновенного действия

Электродетонаторы упаковывают в картонные коробки по 25—75 шт. (в зависимости от типа электродетонаторов и размера проводов), на коробки наклеивают фабричные этикетки с обозначением завода, даты изготовления, номера партии, типа электродетонато-

ров, величины сопротивления и количества их. Картонные коробки по 20 шт. укладывают в цинковую коробку, а последнюю в деревянный ящик. В ящик помещается от 500 до 1500 электродетонаторов.

С 1963 г. в СССР принята следующая классификация промышленных средств электровзрывания:

Класс I. Средства электровзрывания для мест, не опасных по газу и пыли:

А — электродетонаторы мгновенного действия для взрывных работ в сухих местах (ЭД-БМ-57, ЭД-8-ЭПС);

Б — электродетонаторы мгновенного действия для взрывных работ, в том числе для работ в обводненных местах (ЭД-8-56С, ЭД-8С);

В — электродетонаторы короткозамедленного (ЭДКЗ) и замедленного (ЭДЗД) действия.

Класс II. Средства электровзрывания для мест, опасных по воспламенению угольной или другой горючей пыли (могут применяться электродетонаторы класса I-Б).

Класс III. Средства электровзрывания для мест, опасных по воспламенению газа и пыли:

А — электродетонаторы мгновенного действия (ЭД-8П-59, ЭД-9-60, ЭД-10-62);

Б — электродетонаторы короткозамедленного действия (ЭДКЗ-1а, ЭДКЗ-2а и ЭДКЗ-3а с замедлением 35, 70 и 110 мсек).

Кроме того, разрешается использовать электродетонаторы мгновенного действия ЭД-8-56С и ЭД-8С, а также ЭДКЗ-1—ЭДКЗ-6 с замедлением до 150 мсек включительно.

§ 22. Краткие сведения из теории электродетонаторов

Взрывание постоянным током. При прохождении тока по мостик электровоспламенителя выделяется некоторое количество тепла Q , которое по закону Джоуля — Ленца равно

$$Q = 0,24i^2rt, \text{ кал}, \quad (23)$$

где i — сила тока, a ;

r — сопротивление мостика электровоспламенителя, $ом$

t — время прохождения тока, $сек$.

Произведение It называется импульсом тока. При достаточной величине его мостик будет нагрет до температуры вспышки воспаленительного состава. Этот импульс (обозначим его через K) называется импульсом воспламенения. Величина K характеризует чувствительность электродетонатора к току.

Величина разброса импульсов воспламенения зависит от тщательности калибровки диаметра мостика, от степени однородности воспаленительного состава и воспаленительной головки. Чем меньше разброс импульсов воспламенения, тем вероятнее безотказный взрыв электродетонаторов в группах при последовательном соединении.

Чтобы иметь понятие об условиях безотказного взрыва последовательно соединенных электродетонаторов, рассмотрим процесс их взрывания.

Величина импульса воспламенения электродетонатора равна

$$K = i t_B, \quad (24)$$

где U — сила тока воспламенения, a ;

t_B — время воспламенения, т. е. время с момента включения тока до момента начала горения воспламенительной смеси, *мсек.*

Горение воспламенительной смеси, начавшееся у поверхности мостика, распространяется к наружным ее слоям и вызывает взрыв детонатора. Время, с момента начала горения воспламенительного состава до момента взрыва электродетонатора, называется временем передачи t_n . Время, проходящее с момента включения тока до момента взрыва электродетонатора, называется временем срабатывания, или реакции и равно

$$t_p = U + t_n. \quad (25)$$

Группа последовательно соединенных электродетонаторов взорвется безотказно, если наименее чувствительный электродетонатор имеет время воспламенения меньше, чем время реакции наиболее чувствительного электродетонатора, т. е. если будет соблюдено условие

$$t_{B_{\max}} \leq t_{B_{\min}} + t_{n_{\min}}. \quad (26)$$

В этом случае воспламенительный состав наименее чувствительного электродетонатора сможет воспламениться до момента взрыва наиболее чувствительного электродетонатора.

Время воспламенения можно уменьшить, увеличив силу тока, а поскольку время передачи не зависит от последней, можно добиться безотказного взрыва группы электродетонаторов с разной чувствительностью.

Пусть i_r — гарантийная сила тока, при которой взорвутся все электродетонаторы, соединенные последовательно в одну группу и имеющие разную чувствительность, т. е. разные импульсы воспламенения. Умножив в формуле (26) правую и левую части на величину i_f , получим

$$i_r^2 t_{B_{\max}} \leq i_r^2 t_{B_{\min}} + i_r^2 t_{n_{\min}}$$

или

$$K_{\max} < K_{\min} + i_r^2 t_{n_{\min}}$$

откуда

По формуле (27) можно определить гарантийную силу тока, если известны значения K_{max} , K_{min} , t_{min} , которые определяют экспериментально.

Взрывание переменным током. Мгновенное значение силы переменного тока изменяется по синусоиде, и эффективное значение $I_{эф}$ ее за некоторый отрезок времени t зависит от величины t , от частоты переменного тока и от фазы тока в момент включения.

Гарантийную величину эффективного переменного тока можно определить по формуле

$$I_{эф} > \frac{V}{\sqrt{f}} \sqrt{\frac{\Delta_{max}}{2\pi} + \frac{\Delta_{min}}{T}}$$

где T —длительность одного периода переменного тока, *мсек*.

Для выпускаемых в настоящее время электродетонаторов с никромовым мостиком гарантийная сила постоянного тока $I_r=1$ я; технического переменного тока $i_{F_{эф}} = 3,5$ а.

§ 23. Детонирующий шнур и другие средства безкапсюльного взрывания

Детонирующий шнур имеет такую же конструкцию, как и огнепроводный, но сердцевина его состоит из инициирующего ВВ (тэн, гексоген); вторая и третья оплетки покрыты парафином; третья оплетка окрашена в красный цвет или имеет две красные нити, отличающие его по внешнему виду от огнепроводного шнура.

В настоящее время у нас применяется детонирующий шнур ДШ-А, снаряженный тэном (12 г ВВ на 1 м), скорость детонации его около 7000 м/сек. Шнур выпускается отрезками по 50 м, свернутыми в бухты (круги) и обернутыми плотной бумагой. Бухты по 10 шт. укладывают в деревянные ящики. Диаметр шнура 4,8—5,8 мм.

Взрывание ДШ производится от капсюля-детонатора или электродетонатора. Для этого его привязывают к шнуру изоляционной лентой или шпагатом. Для передачи взрыва от одного отрезка шнура к другому их связывают морским узлом или внахлестку шпагатом так, чтобы шнуры соприкасались на расстоянии не менее 10 см (рис. 19). Детонирующий шнур можно безопасно резать ножом. Работа с детонирующим шнуром и монтаж взрывной сети просты и безопасны. Шнур имеет хорошую изоляцию, что обеспечивает его водонепроницаемость при нахождении в воде в течение 12 ч. ДШ не выдерживает действия солнечных лучей и хранения в теплом месте, так как при этом оплавляется изоляция и обнажается взрывчатое вещество.

Для взрывных работ в нефтяной промышленности (для взрывания торпед и перфораторных зарядов в глубоких скважинах при температуре до 165° С) изготовляют термостойкий (ДШТ-165) и усиленный (ДШУ) детонирующие шнуры. В них применены тер-

мостойкие ВВ и герметизирующая оболочка из полиэтилена, что обеспечивает нормальную работоспособность при высоких давлениях (до 800 ат) и температурах.

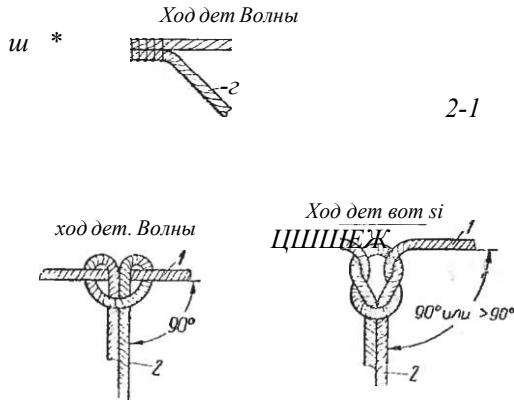


Рис. 19. Способы соединения отрезков детонирующего шнура: 1 — магистральная линия ДШ; 2 — ответвления ДШ к зарядам; 3 — детонатор

Для взрывных работ в шахтах, опасных по газу и пыли, выпускают предохранительные детонирующие шнуры ДШП-1 и ДШП-2. Сердцевина первого состоит из смеси ВВ и пламегасителя (актив-

•220

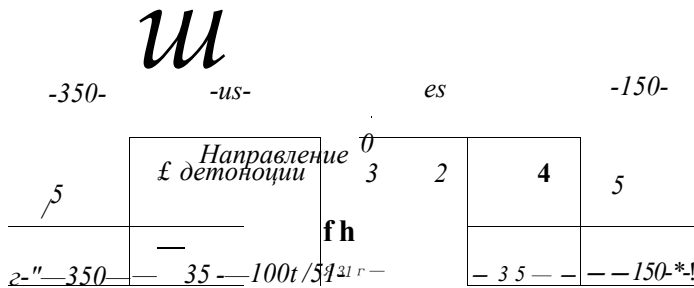


Рис. 20. Пиротехническое детонационное реле КЗДШ-58 (цифры и стрелка на поверхности трубки 1 указывают величину замедления и направление детонации)

ной соли щелочного металла), наружная оболочка шнура полихлорвиниловая, диаметр шнура 6 мм. Сердцевина второго шнура состоит из чистого ВВ и заключена в предохранительную пламегасительную оболочку, покрытую целофаном, а затем двумя нитяными оплетками и полихлорвиниловой оболочкой. Наружный диаметр шнура 8,6—9 мм.

Скорость детонации предохранительных шнуров 6000 м/сек. Они легко детонируют от электродетонатора и надежно передают детонацию предохранительным ВВ. Водостойкость обеспечивается при давлении до 30 ат.

Детонационные реле применяются при короткозамедленном взрывании зарядов скважин детонирующим шнуром и служат для создания замедлений на магистральных линиях ДШ между соседними скважинами (или сериями скважин), благодаря чему они взрываются в определенной последовательности и через определенные интервалы времени.

На рис. 20 изображено пиротехническое детонационное реле КЗДШ-58 Союзвзрывпрома. Оно состоит из пластиковой или бумажной трубки 1, в которую введен капсуль-детонатор 2 и пиротехнический замедлитель 3. В концах трубки закреплены алюминиевыми муфточками 4 отрезки детонирующего шнура 5. Удар взрыва левой ветви ДШ вызывает сперва горение замедлителя, а затем взрыв капсуля-детонатора и правой ветви ДШ. Длительность замедления взрыва зависит от состава замедлителя, его длины и плотности прессования и может быть 10 ± 4 , 20 ± 6 , $35 + 7$ и 50 ± 7 мсек. Замедлитель представляет собой металлическую гильзу, заполненную смесью тонкоизмельченной окиси меди и алюминиевой пудры. В настоящее время разработано реле двустороннего действия, работающее независимо от направления детонации.

§ 24. Испытания средств взрывания на складах ВМ

Испытания капсулей-детонаторов. Пригодность капсулей-детонаторов к работе проверяют путем наружного осмотра и испытания на полноту детонации патронов ВВ. При наружном осмотре следят, чтобы внутренняя поверхность гильз не имела следов засорения. На металлических гильзах не должно быть сквозных раковин, трещин и пятен со следами разложения металла, а на бумажных — отслоений бумаги у дульца, препятствующих введению огнепроводного шнура, и сколов ВВ у доньшка детонатора. Детонаторы с указанными дефектами надо браковать и уничтожать.

При испытании капсулей-детонаторов на полноту детонации отбирают 10% от числа прошедших наружный осмотр, но не менее 3 шт., готовят зажигательные трубки и каждой трубкой взрывают по одному патрону ВВ. Не должно быть отказов или неполных взрывов. При одном неполном взрыве или отказе производят повторное испытание с удвоенным количеством капсулей-детонаторов. Если и при повторном испытании произойдет один отказ или неполный взрыв, партия детонаторов бракуется.

Испытания электродетонаторов. Пригодность электродетонаторов к работе проверяют путем наружного осмотра, проверки целостности мостика и соответствия сопротивления, испытания на подрыв группами при последовательном соединении и на возбуждение детонации в патронах. Электродетонаторы замедленного действия должны,

кроме того, испытываются на степень замедления. Электродетонаторы, предназначенные для мокрых или сырых забоев, перед испытанием замачивают в воде. Для испытания берут от партии в 10 000 шт. из разных ящиков и не менее чем 20 коробок 200 электродетонаторов.

Соппротивление электродетонаторов проверяют с помощью омметра или измерительного мостика. Сила тока, проходящего при испытании через электродетонатор, должна быть не более 50 *ма*.

При испытании на подрыв группами электродетонаторы соединяют последовательно по 20 шт. в группу и взрывают отдельно три таких группы при силе постоянного тока 1 *а*. При наличии хотя бы одного отказа или неполного взрыва производится повторное испытание еще трех групп. Если и в этом случае произойдет дефектный взрыв, то партия электродетонаторов бракуется. Испытание на полноту взрывания патронов ВВ производится, как это указано для капсулей-детонаторов.

Испытания огнепроводного шнура. Огнепроводный шнур (ОШ) подвергают наружному осмотру и испытывают на скорость, полноту и равномерность горения.

При наружном осмотре устанавливают такие дефекты: переломы и трещины в оболочке, утонения, утолщения, узлы, размочаленные места, следы подмокания и др. Дефектные места шнура вырезают и уничтожают. Если дефектных кругов более 1 % шнур бракуют и уничтожают.

Для испытания на скорость и полноту горения отбирают 2% общего количества кругов и отрезают от каждого круга по 60 *см*. Эти отрезки поджигают, проверяя по секундомеру длительность горения. Она должна быть для нормально горящего шнура в пределах 60—69 *с*. Остальную часть каждого круга поджигают, проверяя на полноту и равномерность горения. Не должно быть затухания, проскоков пламени сквозь оболочку и ее воспламенения.

Водостойкие сорта шнуров перед испытанием помещают на 1 *ч* в воду на глубину 1 *ж*, предварительно изолировав их концы влагостойкой мастикой.

Испытания детонирующего шнура. Детонирующий шнур должен подвергаться наружному осмотру и испытанию на безотказное взрывание.

Для испытания ДШ на безотказное взрывание отрезают от трех бухт по пять отрезков по 1 *ж*, а оставшиеся 45 *м* каждой бухты используют в качестве магистральной линии. К ней присоединяют отрезки, и три бухты соединяют между собой в общую линию. Шнур, давший более одного отказа на магистрали или хотя бы по одному отказу в двух и более типах соединений, бракуется.

Если данная партия ДШ будет применяться в сырых забоях или в воде, то шнур предварительно замачивают в воде на глубине 1 *ж* в течение 1 *ч* для сырых забоев и в течение 4 *ч* для работ в воде (концы бухты заделывают водостойкой мастикой).

Если партия ДШ будет применяться в условиях высоких (до +60° С) или низких (ниже —15° С) температур, то он перед испытанием должен быть выдержан в соответствующих температурных условиях.

При испытаниях ВВ и СВ следует строго руководствоваться требованиями § 267—270 Правил безопасности [6] и инструкций.

§ 25. Способы взрывания зарядов¹

Огневое взрывание

Огневое взрывание применяется в открытых горных выработках и в подземных горизонтальных и наклонных выработках с углом наклона не более 30° в шахтах, неопасных по газу и пыли.

Инициирование зарядов производят зажигательными трубками, которые изготовляют в специальном снаряжательном помещении (в камере—при подземных работах), расположенном вблизи расходного склада ВМ.

При изготовлении зажигательных трубок огнепроводный шнур разворачивают, избегая резких его перегибов, и разрезают на отрезки необходимой длины, но не менее 1 м. На расстоянии 2 см от поджигаемого конца для удобства поджигания делают косой надрез; на глубину $\frac{2}{3}$ диаметра шнура.

Второй конец отрезка ОШ вводят в дульце детонатора до соприкосновения с чашечкой. Детонатор с металлической гильзой у самого конца дульца обжимают вокруг шнура щипцами-обжимками или специальными приборами. При бумажной гильзе место* соединения шнура и детонатора обматывают прорезиненной лентой или туго обвязывают шпагатом.

Зажигательную трубку вставляют в патрон взрывчатого вещества и закрепляют в нем. Такой патрон называется боевым патроном, или боевиком. Боевики готовят в забое (непосредственно перед заряданием шпуров) следующим образом: с одного из торцов патрона ВВ разворачивают бумажную оболочку и деревянным стержнем делают углубление (рис. 21, а), размеры которого должны соответствовать размерам капсуля-детонатора. В это углубление вводят капсуль-детонатор зажигательной трубки (рис. 21, б). Затем концы бумажной оболочки обертывают вокруг огнепроводного шнура (рис. 21, в) и обвязывают шпагатом (рис. 21, г).

Зажигательные трубки поджигают зажигательными фитилями, зажигательными свечами, контрольными шнурами и зажигательными патронами.

Воспламенение зажигательного патрона можно производить огневым или электрическим (электровоспламенителем) способами, в последнем случае взрывание называется электроогневым.

¹ При всех способах взрывания, описываемых ниже следует строго руководствоваться требованиями § 345—379, 426—439, 552 и 556 Правил безопасности [6].

На рис. 22 показаны электрозажигательные патроны, состоящие из картонной гильзы, покрытой влагоизолирующей, электрозапала и воспламенительного состава.

При огневом взрывании в подземных выработках поджигать шнуры может только один взрывник и не более 16 шнуров. В камерах шириной более 5 м разрешается поджигать шнуры двум взрыв-

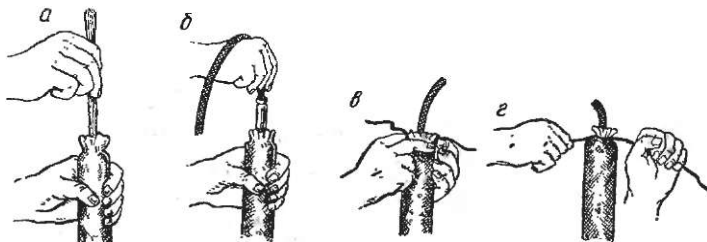


Рис. 21. Изготовление патрона-боевика при огневом взрывании

никам. Один из них должен быть старшим. По его команде начинают и заканчивают поджигание шнуров и отходят в укрытие.

Взрывник выходить из укрытия может через 5 мин после последнего взрыва. Если взрывник не считал взрывов или не все сосчитал, то выход из укрытия разрешается не ранее 15 мин после последнего взрыва.

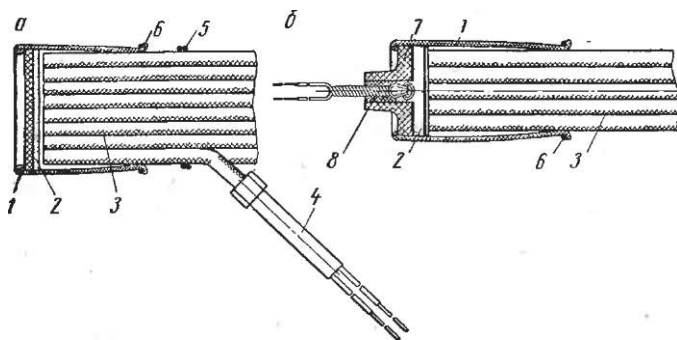


Рис. 22. Электрозажигательные патроны для группового взрывания:

а — патрон с электрозажигателем; б — патрон с электровоспламенителем; 1 — гильза, 2 — зажигательная смесь; 3 — зажигательные трубки; 4 — электрозажигатель ЭЗ-ОШ-Б огнепроводного шнура; 5 — шпагат; 6 — резиновое кольцо; 7 — втулка; 8 — электровоспламенитель

При огневом взрывании на земной поверхности для контроля времени применяют контрольную трубку (зажигательную трубку, шнур которой на 60 см короче, чем шнур в трубках зарядов). Взрывник прежде поджигает контрольную трубку и, отбросив ее на 5—10 м от участка своей работы, приступает к поджиганию трубок в зарядах. При взрыве детонатора контрольной трубки взрывник

должен прекратить поджигание и уйти в укрытие. При работе нескольких взрывников в одном забое контрольную трубку поджигает старший взрывник.

Огневое взрывание отличается простотой, дешевизной и хорошей эффективностью действия зарядов. Недостаток его — несколько большая опасность работ, чем при электровзрывании или при взрывании детонирующим шнуром.

Взрывание детонирующим шнуром

Взрывание детонирующим шнуром широко (применяется на открытых разработках при методе скважин и минных камер. Этот способ взрывания, называемый еще безкапсюльным, отличается большой безопасностью.

При скважинном методе взрывных работ, если скважины заряжают порошкообразным ВВ, детонирующий шнур пропускают в скважину (для надежности взрывную сеть дублируют), потом устье скважины засыпают инертным (забоечным) материалом. На поверхности вдоль устьев скважин прокладывают магистральную линию ДШ (рис. 23, а) и к ней привязывают концы ДШ, идущие из скважин. Магистральную линию ДШ взрывают электродетонатором или капсюлем-детонатором. Детонирующий шнур вызывает

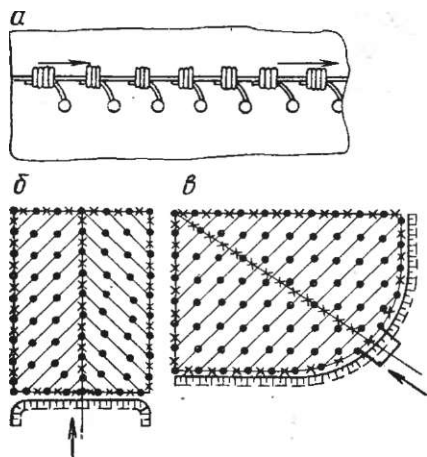


Рис. 23. Схемы взрывной сети ДШ: а — дублированной; б — с миллисекундными замедлителями при проходке траншей; в — с миллисекундными замедлителями при взрывании в уступе (скважины обозначены кружками, замедлители — крестиками)

взрыв зарядов ВВ в скважинах. При зарядании скважин патронами детонирующий шнур пропускают сквозь патрон или обматывают вокруг патрона — так делают боевой патрон.

При рассредоточенном зарядании скважин детонирующий шнур взрывает все рассредоточенные части заряда скважины. Заряды всех скважин взрываются детонирующим шнуром практически одновременно.

Последнее время широкое применение получило короткозамедленное взрывание зарядов, при котором заряды смежных скважин взрываются с интервалами в 20—60 мсек*. При взрывании детонирующим шнуром замедление достигается с помощью пиротехнического детонационного реле.

Схема монтажа сети при короткозамедленном взрывании детонирующим шнуром приведена на рис. 23, б и в.

* О достоинствах этого способа взрывания будет сказано ниже.

При взрывании нескольких рядов скважин, если скважины одного ряда взрываются одновременно, а замедление должно быть лишь между рядами, оно обеспечивается применением электродетонаторов короткозамедленного действия, посредством которых взрывают магистральные линии ДШ, проложенные по рядам скважин.

Электрическое взрывание

Взрывание зарядов электродетонаторами более безопасно, нежели огневое взрывание, оно позволяет взрывать большее количество зарядов и может применяться в любых условиях ведения взрывных работ, включая шахты, опасные по газу-и пыли, я трудно-доступные объекты взрывания.

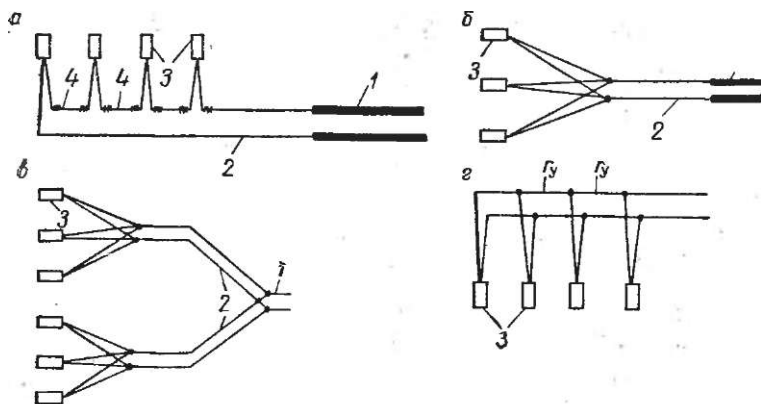


Рис. 24. Схемы соединения электродетонаторов:

a — последовательное; *б* — параллельно-пучковое одноступенчатое; *в* — параллельно-пучковое двухступенчатое; *г* — параллельно-ступенчатое; *1* — магистральные провода; *2* — выводные провода; *3* — электродетонаторы; *4* — соединительные провода

Электродетонаторы, перед выдачей их взрывникам, должны быть проверены на проводимость или на омическое сопротивление; концы детонаторных проводов должны быть замкнуты накоротко.

Боевые патроны делают непосредственно в забое. При проходке стволов боевые патроны разрешается готовить на поверхности в зарядных будках и спускать в ствол отдельно от ВВ.

По окончании зарядки шпуров электродетонаторные провода, выходящие из шпуров, соединяют в группы и монтируют электровзрывную сеть.

Различают последовательную, параллельную, последовательно-параллельную и параллельно-последовательную схемы соединения детонаторов электровзрывной сети.

Условия выбора той или иной схемы зависят от количества одновременно взрывааемых зарядов, способа взрывания и других факторов.

Последовательное соединение. При последовательном соединении (рис. 24, а) силу тока определяют по формуле

$$J = \frac{U}{R_M + \sum R_k + z} \quad (29)$$

где I — сила тока, идущего в группу электродетонаторов, а;

U — электрическое напряжение у рублильника, в;

R_M — сопротивление магистральных проводов, ом;

R_k — сопротивление выводных проводов, ом;

z — сопротивление в цепи электродетонатора, ом;

n — количество электродетонаторов в группе.

Поскольку соединение последовательное, то сила тока должна быть $I > iV$ при постоянном токе и $I > i\sqrt{R_k}$ при переменном токе.

При взрывании от маломощного источника тока (например, от батарей) необходимо учитывать еще и его внутреннее сопротивление.

Если провода соседних электродетонаторов короткие, к ним присоединяют отрезки соединительных проводов, сопротивление которых также должно быть учтено.

Последовательное соединение электродетонаторов наиболее широко применяется при взрывных работах; его достоинства: простота и удобство монтажа сети, возможность проверки ее исправности приборами и взрывание ее от взрывных машинок.

Параллельное соединение. Этот вид соединения имеет две разновидности: параллельно-пучковое и параллельно-ступенчатое.

Параллельно-пучковое соединение. При одностепенном параллельно-пучковом соединении (рис. 24, б) силу тока определяют по формуле

$$I = \frac{U}{R} \cdot n \quad (30)$$

где n — количество электродетонаторов, соединенных параллельно.

Сила тока в каждом отдельном электродетонаторе равна

$$I_k = \frac{U}{R_k}$$

При большом количестве шпуров или при растянутом фронте их расположения применяют двухступенное (рис. 24, в) параллельно-пучковое соединение и, редко, трехступенное.

Параллельно-ступенчатое соединение. При параллельно-ступенчатом соединении вдоль линии шпуров прокладывают два провода и к ним присоединяют электродетонаторы (рис. 24, г).

При этом способе соединения ток, идущий в группу, распределяется в отдельные электродетонаторы весьма неравномерно. В ближайший к магистрали электродетонатор ток идет наибольший, а в наиболее удаленный от магистрали — наименьший. Неравномерность распределения тока по цепи тем большая, чем больше сопро-

тивление участков проводов между точками присоединения электродетонаторов γ_y и чем больше значение $a = \frac{1}{\gamma_y}$ где γ — сопротивление электродетонатора.

При весьма неравномерном распределении тока интервал времени между взрывами первого и последнего электродетонаторов может быть значительным, и участки провода, питающие электродетонаторы, могут быть повреждены взрывом первых зарядов прежде, чем взорвутся последние.

Расчет сопротивления сети и силы тока при параллельно-ступенчатом соединении большого количества электродетонаторов сложен и практически неосуществим, так как трудно добиться, чтобы значения γ_y были на всех участках одинаковы.

При проходке вертикальных стволов шахт применяют параллельно-ступенчатое соединение (рис. 25), носящее название соединение с антенной (электродетонаторы подключают к двум оголенным проводам). Однако это соединение имеет недостатки, свойственные параллельно-ступенчатому соединению.

Для уменьшения неравномерности распределения тока при соединении с антенной следует монтаж сети производить по схеме, изображенной на рис. 25, б, а для антенны применять алюминиевые провода сечением не менее 6 мм^2 (или медные сечением $3-4 \text{ мм}^2$) и суммарной длиной не более $30-36 \text{ м}$. Напряжение переменного технического тока должно быть не менее $220-380 \text{ в}$.

Последовательно-параллельное соединение (рис. 26, а) применяется при большом количестве электродетонаторов, когда последовательное соединение не обеспечивает поступление в них тока необходимой величины.

Если количество электродетонаторов в отдельных группах и их сопротивления одинаковы, то сила тока определяется по формуле

$$J_{K+m} \quad (32)$$

а сила тока в электродетонаторе определяется по формуле

$$I = \frac{J}{m} \quad (33)$$

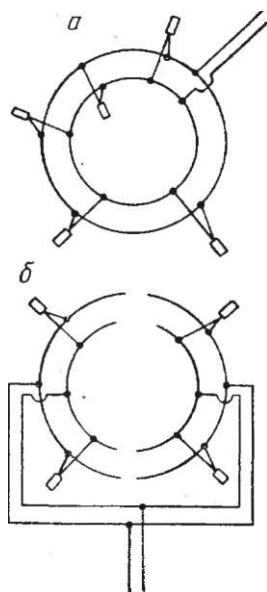


Рис. 25. Схемы параллельно-ступенчатого соединения электровзрывной сети при проходке стволов

где n — количество последовательно соединенных электродетонаторов в одной группе;
 t — количество групп, параллельно присоединенных к магистральным проводам.

Взрывные машинки при последовательно-параллельном соединении применять нельзя. Взрывание можно производить лишь от осветительной или силовой линии напряжением 220 или 380 в, чтобы в каждую группу шел ток не менее 3,5 а.

Каждая группа последовательно соединенных электродетонаторов до присоединения ее к магистральным проводам должна быть проверена на целостность с помощью взрывного испытателя.

При массовых взрывах, а также при взрывах в таких местах, где должна быть исключена всякая возможность отказа зарядов, взрывную сеть следует дублировать. При дублировании взрывной

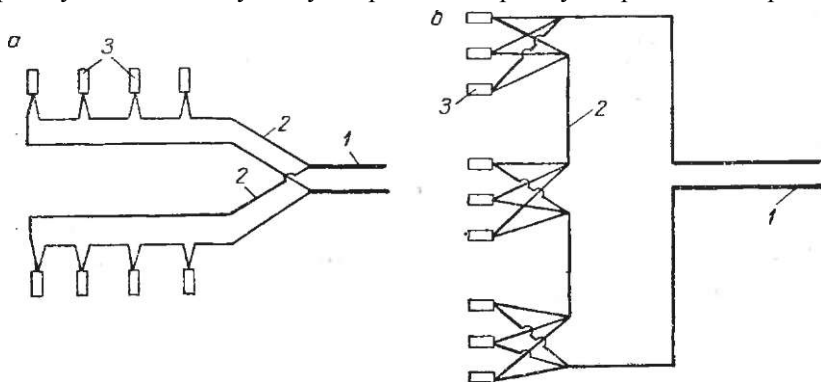


Рис. 26. Схемы соединения взрывной сети:
 а — последовательно-параллельная; б — параллельно-последовательная; 1 — магистральные провода; 2 — выводные провода; 3 — электродетонаторы

сети в каждый патрон-боевик вводят два электродетонатора, связывая их вместе липкой прорезиненной лентой.

Параллельно-последовательное соединение (рис. 26, б) может применяться вместо параллельно-пучкового многостепенного соединения. Количество параллельно соединенных в одной группе электродетонаторов n' должно быть не менее 5—6. При меньшем количестве электродетонаторов в случае обрыва одного из них происходит резкое изменение силы тока, поступающего в отдельные электродетонаторы, что может вызвать преждевременный взрыв группы с малым количеством электродетонаторов и отказ группы с большим количеством их.

Сила тока, идущего в сеть

$$I = \frac{U}{D_m + \Gamma_k + \sqrt{\gamma + T\Gamma'} T M'} \quad (34)$$

сила тока, идущего в электродетонатор

I

где p' —количество параллельно соединенных электродетонаторов в одной группе;

m' — количество последовательно соединенных групп;

G_u —сопротивление проводов между двумя соседними группами, *ом*.

Общее количество электродетонаторов $s = p't'$.

Данный способ соединения менее надежен и более сложен в производстве, чем последовательное или последовательное-параллельное соединение.

Глава IV

ПРИНАДЛЕЖНОСТИ ВЗРЫВАНИЯ

§ 26. Измерительные и контрольные приборы

Для измерения омического сопротивления электродетонаторов и электровзрывной сети применяют омметры мостикового типа ЛМВ и ЛМ-48. Омметр ЛМ-48 (рис. 27) имеет массу 1,5 кг, размеры его 165 X 140 X 75 мм. Работает он от элемента КСХ-3 или КСУ-3. Пределы показаний и рабочая часть шкалы указаны в табл. 8.

Таблица 8

Положение переключателя	Пределы показаний, <i>ом</i>		Рабочая часть шкалы, <i>ом</i>	
	от	до	от	до
«Запал»	0,2	50	0,30	30,0
«Линия»	20	5000	30	3000

При пользовании прибором измеряемое сопротивление (электродетонатор или электровзрывную сеть) подключают к зажимам / омметра. Переключатель 2 ставят в положение «Запал», если измеряемое сопротивление не превышает 30 *ом*, или в положение «Линия», если измеряемое сопротивление более 30 *ом*. Нажимая кнопку 3 лимба 4, поворачивают его пока стрелка гальванометра 5 станет на нуль и берут отсчет на лимбе против черты указателя. Отсчет берут по наружной шкале, лимба при установке переключателя на положение «Запал» и по внутренней шкале — при установке переключателя в положение «Линия».

Прибор представляет собой уравновешенный мостик с четырьмя плечами и двумя диагоналями (рис. 28). Два плеча образуются реохордом с подгоночными сопротивлениями. Третье плечо имеет постоянное сопротивление (3 *ом* для малого предела измерений и 300 *ом* для большого), а четвертым плечом является измеряемое сопротивление. В одну диагональ моста включен источник тока, а в другую — гальванометр.

По такому же принципу действует омметр ОВЦ-2 (омметр взрывной цепи), которым можно измерять сопротивления от 1 до 50 и до 500 *ом*.

Провода электродетонатора или электровзрывной цепи зажимают прищепками 1 (рис. 29), нажимают кнопку 2 (или кнопку 2 и кнопку, расположенную на противоположной стороне, если изме-

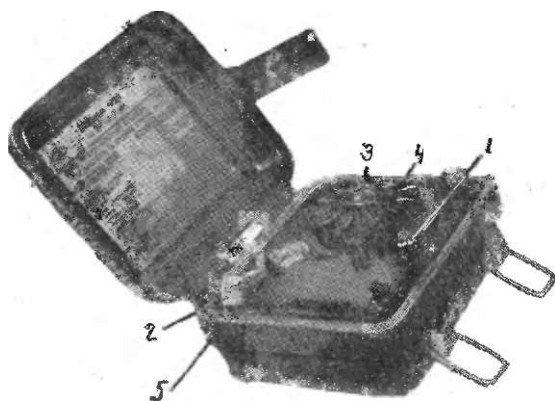


Рис. 27. Омметр ЛМ-48

ряют сопротивление менее 50 ом) и, вращая кольцо 3, устанавливают стрелку гальванометра 5 на нуль. После этого берут отсчет на шкале 4. Прибор имеет массу 0,43 кг, высота его 155 мм, диаметр 52 мм. Он более портативен и удобен при работе в забое, чем омметр ЛМ-48, но точность измерения им меньшая.

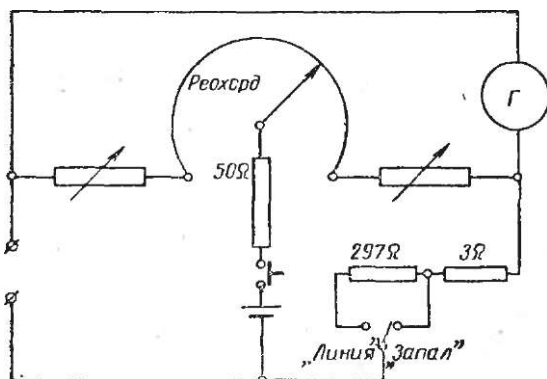


Рис. 28. Схема омметра ЛМ-48

При проверочных и электроизмерительных работах через электродетонатор. можно пропускать ток не более 0,05 а. Указанные выше омметры удовлетворяют этим требованиям.

Кроме омметров мостикового типа, при взрывных работах применяется портативный карманный прибор, называемый малым омметром ОК.(М-57). Шкала его имеет деления от 0 до 5000 *ом*. Точность отсчета показаний невелика, поэтому его чаще используют для проверки токопроводимости (целости) электровзрывной сети или электродетонаторов. Масса прибора 0,3 кг.

При проверке целости электродетонаторов и взрывной сети применяются также взрывные испытатели. Это карманные приборы с металлическим или пластмассовым корпусом, в который вмонтированы источник тока и сигнальное устройство (вольт-миллиамперметр или сигнальная неоновая лампочка).

В качестве источника тока во взрывных испытателях применяется либо батарейка, либо индуктор малой мощности, либо пьезокристалл.

На рис. 30 показан общий вид, а на рис. 31—схема пьезоэлектрического взрывного испытателя ВИО-3. Керамический пьезоэлемент 1 зажат в обойме 2. Пружинным бойком 3 наносят удар по валику 4, а последним — по пьезоэлементу. В результате удара на торцовых поверхностях пьезоэлемента возникает э. д. с. и ток идет в первичную обмотку понижающего трансформатора 5. Проверяемую сеть 6 подключают к зажимам 7 прибора. Если сеть исправна, ток от вторичной обмотки понижающего трансформатора 5 идет в первичную обмотку повышающего трансформатора 8. В результате этого во вторичной обмотке повышающего трансформатора индуцируется ток и вспыхивает неоновая сигнальная лампочка 9. При обрыве сети и сопротивлении более 300 *ом* лампочка не дает вспышки. Прибор портативен (его размер 121 X 96 X 30 мм, масса 0,54 кг) а совершенно безопасен в работе.

Исправность электроизмерительных приборов и источников тока надо ежемесячно проверять. Особенно надлежит следить за тем, чтобы сила тока в омметрах и взрывных испытателях была не более 50 *ма*.

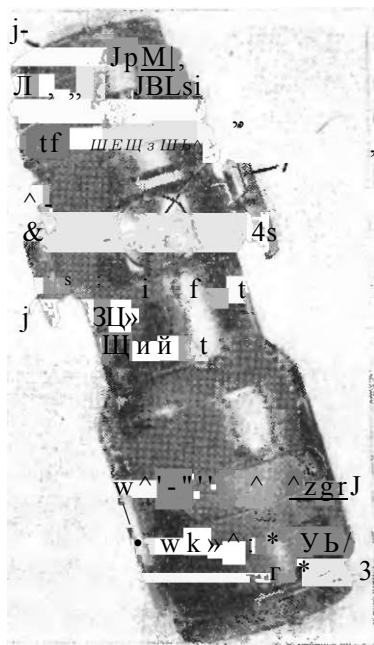


Рис. 29. Омметр взрывной цепи ОВЦ-2 (вид сбоку)

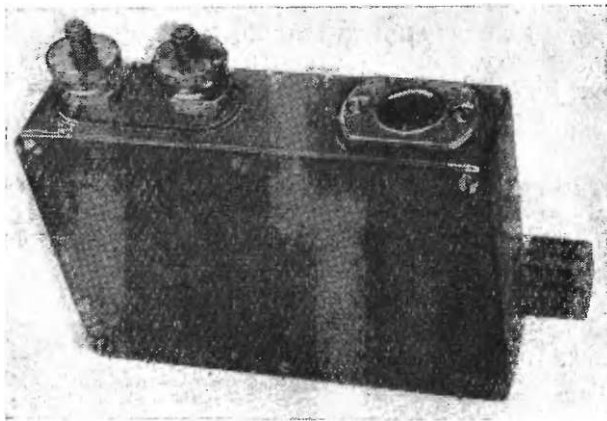


Рис. 30. Взрывной испытатель ВИО-3

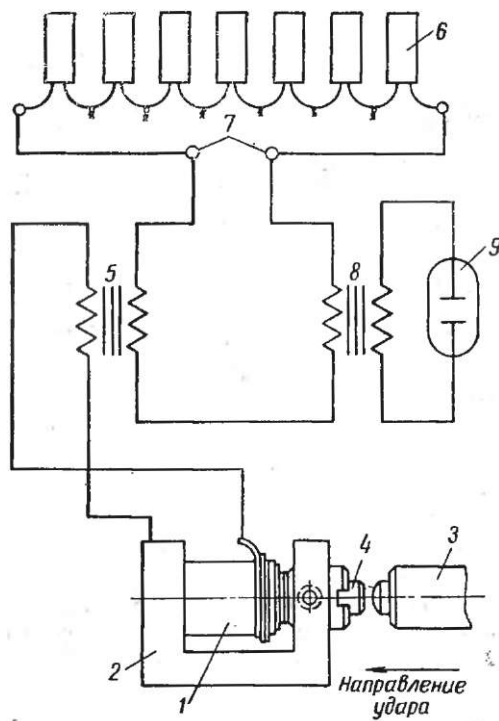


Рис. 31. Схема взрывного испытателя ВИО-3

§ 27. Источники тока для взрывания электродетонаторов

Конденсаторная индукторная взрывная машинка ВМК-1/Ю0 (рис. 32) предназначена для шахт, опасных по газу или пыли. Машинка взрывает до 100 электродетонаторов с нихромовым мостиком, соединенных последовательно, при сопротивлении сети до 300 *ом* и до 50 электродетонаторов с константановым мостиком при сопротивлении сети до 55 *ом*. Масса машинки 2,4 кг, размер 150 X 120 X 82 мм.

Принцип работы машинки состоит в следующем. Маломощный индуктор подает ряд импульсов в конденсатор-накопитель: по окончании зарядки конденсатора его соединяют с внешними зажимами машинки и ток поступает в сеть. Индуктор вращают коленчатым ключом (см. рис. 32), который вставляют в гнездо и зажимают скобой, передвигая ее вверх.

При верхнем положении скобы эксцентриковый миллисекундный переключатель 1 (рис. 33) замыкает контакты *a*. При вращении ключом индуктора 2 в катушке последнего индуцируется переменный ток напряжением 300 в и поступает на конденсатор удвоения напряжения 3. В первый полупериод (под индуктором знак +) этот конденсатор заряжается. Во второй полупериод (над индуктором знак +) напряжение индуктора 2 и конденсатора 3 складывается и ток напряжением 600 в идет в конденсатор-накопитель 4 емкостью 8 мкф. Для полной зарядки его требуется многократное повторение процесса, происходящего во втором полупериоде. После 5—10 сек вращения напряжение на конденсаторе-накопителе достигнет расчетной величины (600 в) и сработает релаксатор, состоящий из конденсатора 5, сопротивлений 6 и 7 и неоновой лампочки 8. Когда лампочка 8 начнет светиться, скобу 2 (см. рис. 32) переводят вниз, в положение «Взрыв». При таком положении скобы эксцентриковый переключатель срабатывает и автоматически производит последовательно следующие операции: размыкание контактов *a* (цепь индуктора разрывается), замыка-

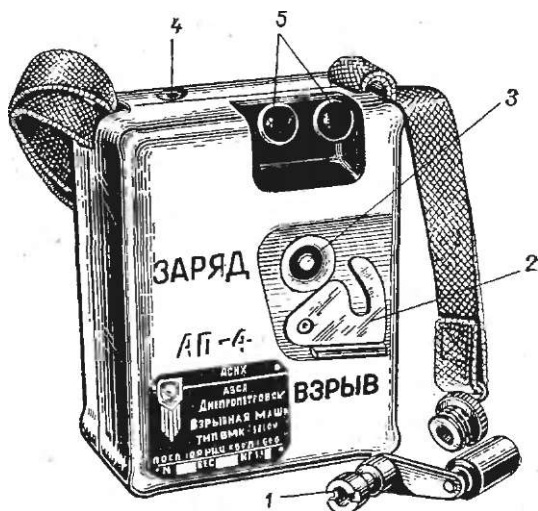


Рис. 32. Взрывная конденсаторная машинка ВМК-1/Ю0:

- 1 — ключ; 2 — скоба; 3 — гнездо для ключа;
4 — неоновая лампочка; 5 — линейные зажимы

ение на 4 мсек контактов б (конденсатор-накопитель подключается к линейным зажимам 9 и ток идет во взрывную сеть), замыкание контактов в (конденсатор отключается от взрывной сети и подключается к разрядному сопротивлению 10, на котором гасится остаточный заряд конденсатора). Величина воспламенительного импульса $3 \text{ а}^2 \cdot \text{мсек}$ при сопротивлении сети 300 ом и $50 \text{ а}^2 \cdot \text{мсек}$ при сопротивлении сети 55 см.

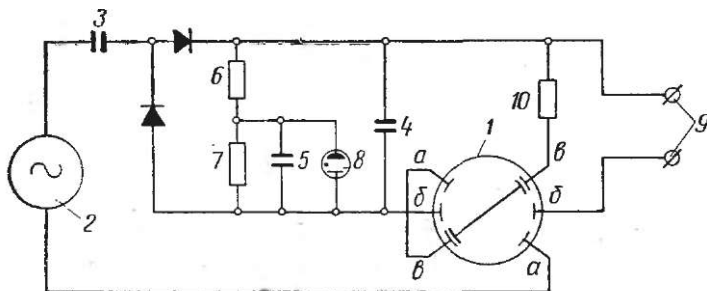


Рис. 33. Схема взрывной машинки ВМК-1/100

Аналогичное устройство имеет машинка ВМК-1/35, которая отличается только рабочим напряжением (400 е) и емкостью конденсатора-накопителя (10 мкф). Она предназначена для газовых шахт и взрывает до 50 электродетонаторов с нихромовым мостиком при общем сопротивлении сети до 160 ом. Масса ее 2,2 кг.

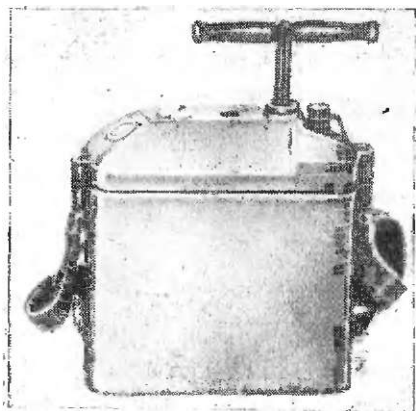


Рис. 34. Взрывная машинка ВМА-100/300

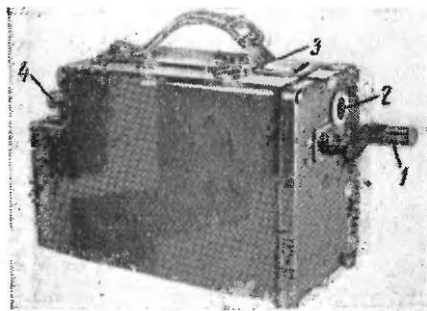


Рис. 35. Взрывная машинка КПМ-2:
1 — ключ для зарядки; 2 — кнопка для взрывания; 3 — сигнальная лампочка; 4 — линейные зажимы

Батарейная конденсаторная машинка КВП-1/100 предназначена для газовых шахт и взрывает до 100 электродетонаторов с нихромовым мостиком при сопротивлении сети до 400 ом. Конденсатор-накопитель заряжается в течение 3—6 сек от батареи из трех элементов 1КС-У «Сатурн». Батарея обеспечивает до 10 500 циклов

срабатывания. Масса машинки 1,9 кг, форма ее такая же, как у машинки ВМК-1/Ю0.

Аккумуляторные конденсаторные машинки ВМА-50/100 и ВМА-100/300 (рис. 34). Машинка ВМ-50/100 позволяет взрывать до 100 электродетонаторов при сопротивлении сети до 300 *ом*, машинка ВМА-100/300 — до 300 электродетонаторов при сопротивлении сети до 700 *ом*. Конденсатор-накопитель заряжается в течение 30—60 *сек* от аккумуляторной **батареи**, которую ежемесячно подзаряжают. Масса машинок соответственно

КПМ-2 (рис.35) применяются на открытых работах. Масса их соответственно 2,3 и 7,8 кг. Первая взрывает до 100 электродетонаторов при сопротивлении сети до

электродетонаторов при сопротивлении сети до 1000 *ом*. Эти машинки обеспечивают напряжение тока 1500 *в*. Время прохождения тока во взрывную сеть в данных машинках не ограничивается. Машинки КПМ-1 имеют приспособление для параллельного включения в сеть двух машинок, что дает возможность взорвать вдвое большее число электродетонаторов.

Сила тока во взрывной сети при разряде конденсаторов определяется по формуле

$$\frac{I}{R} e^{-RC} = N \ln I n e j,$$

где I — сила тока во взрывной сети, *а*;
 R — сопротивление взрывной сети, *ом*;
 t — время, для которого определяется сила тока, *сек*;
 U — напряжение конденсатора, *в*;
 C — емкость конденсатора, *ф*.

Величина импульса тока, проходящего во взрывную сеть за время включения конденсатора t , определяется по формуле

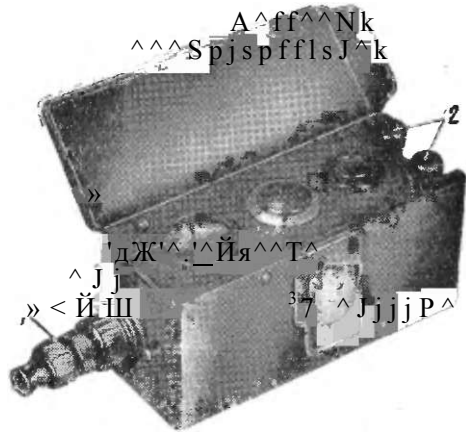
$$2I \bullet$$


Рис. 36. Переносная взрывная станция ПВС-220:

1 — ввод для подключения электролинии; 2 — зажимы для подключения взрывной сети; 3 — вольт-омметр

Переносная взрывная станция ПВС-220 служит для взрывания электродетонаторов от сети однофазного (фаза — земля) пе-

ременного тока (220 в, 50 гц) на открытых работах и в шахтах, не опасных по газу и пыли. Размеры станции (рис. 36) 140 X 60 X X 86 мм, масса 1,5 кг. Количество взрываемых электродетонаторов с нихромовым мостиком при последовательном соединении 70 шт. Газовый разрядник прибора и его автоматический включатель мгновенного действия включают ток во взрывную сеть в момент максимального его значения и выключают при нулевом.

В приборе имеются еще понижающий трансформатор и вольт-омметр для измерения напряжения в сети переменного тока и сопротивления взрывной сети.

§ 28. Провода для взрывной сети

При электровзрывании могут применяться изолированные медные, алюминиевые или стальные луженые провода. Наиболее широко применяют медные провода, имеющие меньшее сопротивление.

В качестве детонаторных проводов используют изолированный медный провод диаметром 0,5 мм. Для сухих забоев на открытых разработках могут быть применены провода с резиновой изоляцией, в сырых забоях и во всех подземных выработках электродетонаторные провода, покрытые полихлорвиниловой изоляцией. Для соединительных проводов используют изолированный провод диаметром от 0,5 до 0,8 мм.

В качестве магистральных применяют провода сечением не менее 0,75 мм² с полихлорвиниловой изоляцией или с резиновой, покрытой сверху просмоленной хлопчатобумажной сетчатой оплеткой.

При проходке вертикальных стволов шахт в качестве магистральных проводов применяется двух- или четырехжильный кабель. Чтобы кабель при взрыве не мог быть поврежден, его доводят лишь до предохранительного полка, а далее ток подается по проводам. Сопротивление проводов различного сечения приведено в табл. 9.

Таблица 9

Сечение провода, мм ²	Диаметр провода, мм	Сопротивление 1000 м провода, ом		
		медного	алюминиевого	стального
0,20	0,50	89,0	146,5	676,0
0,50	0,80	35,0	57,2	264,8
0,75	0,98	23,5	38,4	177,0
1,00	1,13	17,5	28,6	132,4
4,00	2,25	4,4	7,2	33,2
6,00	2,76	2,9	4,7	22,0

При диаметре проволоки более 1 мм вследствие ее жесткости трудно производить сращивание проводов. Поэтому провода с большим сечением берут многожильные.

При монтаже взрывной сети все сrostки надо делать тщательно. В случае большого количества шпуров, когда число сrostков велико, выгодно применять для сращивания соединительные гильзы. Это намного сокращает время сращивания и изоляции

сростков. Соединительная гильза (рис. 37) представляет собой пластмассовую гильзу 1, открытую с одного конца. В нее утоплена тонкая согнутая пластинка 2 из мягкой белой жести. В соединительную гильзу вставляют зачищенные концы соединяемых проводов 3 и перегибают ее посередине на 180°. В результате этого концы

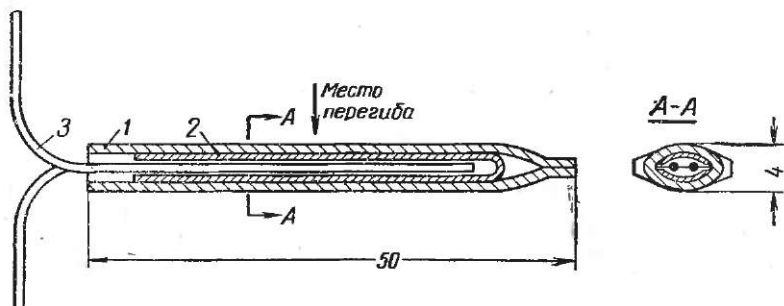


Рис. 37. Гильза для соединения детонаторных проводов и изоляции сростков

проводов прочно соединяются и хорошо контактируются друг с другом, а также хорошо изолируются от токопроводящих предметов.

Глава V

ХРАНЕНИЕ И ТРАНСПОРТИРОВАНИЕ ВЗРЫВЧАТЫХ МАТЕРИАЛОВ¹

§ 29. Хранение взрывчатых материалов

Взрывчатые материалы хранят в специальных складах, которые по своему назначению и условиям эксплуатации подразделяют на базисные и расходные.

Базисные склады предназначены для хранения больших количеств ВМ и снабжения ими предприятий через их расходные склады.

В расходных складах хранят сравнительно небольшие количества ВМ и выдают их взрывникам для производства работ.

Базисные склады. Предельная емкость базисного склада обычно не превышает трехмесячной потребности. Склад состоит из нескольких хранилищ, предельная емкость которых должна быть не более: 40 т — при хранении высокопроцентных (более 15%) нитроглицериновых ВВ, нефлегматизированного гексогена и тетрила;

¹ Вопросы устройства складов ВМ, хранения, учета и транспортирования ВМ строго регламентированы Едиными правилами безопасности при взрывных работах и дополнительными инструкциями к ним. В данной главе изложены только основные краткие сведения по этим вопросам.

120 т — при хранении порохов; 240 т — при хранении аммиачно-селитренных ВВ, низкопроцентных (не более 15%) нитроглицериновых ВВ и тротила; 120 т (с тарой) — при хранении детонаторов и детонирующего шнура.

По своему устройству и расположению базисные склады могут быть поверхностные, полууглубленные (углубленные не более чем по карниз здания) и углубленные (на глубине не более 15 м от поверхности земли).

Территория склада (территория, на которой расположены хранилища ВМ с подсобными сооружениями) должна быть обнесена оградой высотой не менее 2 ж. За оградой вокруг территории склада роют канаву для предохранения территории склада от napольных пожаров и от затопления ливневыми и весенними водами. Запретная зона вокруг территории склада имеет ширину не менее 50 м от ограды. По границам запретной зоны устанавливают предельные надписи.

Служебные помещения (контора, караульное помещение, котельная и др.) должны располагаться вне территории склада.

Склад должен быть настолько удален от населенных пунктов, дорог, жилых и промышленных строений, чтобы в случае его взрыва они не пострадали от ударной воздушной волны. Безопасное расстояние можно рассчитывать по формуле (20), принимая $k = 2$ — при обвалованных хранилищах и $k = 2\sqrt{Q}$ при необвалованных, Q — емкость наибольшего хранилища.

Расстояние между отдельными хранилищами склада принимается таким, чтобы при взрыве в одном хранилище детонация не передавалась ВМ соседнего хранилища. При расчете по формуле (20) принимают $k = 0,10$ при обвалованных хранилищах аммонита и $k = 0,25$ — при необвалованных. Для динамитов соответственно k равно 0,20 и 0,50.

Для уменьшения действия взрывной волны хранилища окружают земляными валами. Земляной вал должен быть выше карниза здания на 1,5 м. Ширина вала поверху берется не менее 1 ж, а внизу определяется углом естественного откоса грунта. Между подошвой вала и стеной здания должно быть расстояние 1—3 м. Хранилища должны иметь грозовую защиту.

Над территорией склада прокладка электропроводов допускается напряжением не более 220 в. В ночное время территория склада не освещается, а подступы к ней должны быть освещены, чтобы облегчить охрану склада. Сторожевые вышки располагают вне ограды и соединяют их телефонной или звонковой связью с караульным помещением.

Для осветительной электропроводки в хранилищах должны применяться бронированные кабели. Лампы накаливания устанавливают снаружи перед окнами или внутри хранилища в нишах, специально устраиваемых в стенах или потолке и ограждаемых толстым защитным стеклом с прочной сеткой.

В хранилище с электродетонаторами вносить аккумуляторные лампы (или иные источники тока) воспрещается, а наружные электrolампы и проводка к ним должны находиться на расстоянии не менее 1 ж от стены.

Стены зданий устраивают из огнестойких материалов. В отдельных случаях допускается устройство бревенчатых или каркасно-засыпных стен, защищенных от возгорания, а в местностях с сухим климатом — глинобитных или из сырцового и саманного кирпича. Полы в хранилищах делают деревянные, асфальтированные или глинобитные. Потолочные перекрытия должны быть огнестойкими.

В хранилище устраивают деревянные стеллажи с полками для ящиков. Ящики и мешки с аммиачно-селитренными ВВ, а также ящики с огнепроводным шнуром разрешается укладывать в штабеля.

Хранилища для динамитов должны иметь водяное или электрическое отопление. Температура в отапливаемых хранилищах должна быть не ниже +15 и не выше +30° С. В хранилищах с труднозамерзающими динамитами температура должна быть от 0 до +30° С.

Склад должен быть снабжен достаточным количеством противопожарного оборудования. У входов в хранилища размещают огнетушители, бочки с водой, ведра, ящики с песком, лопаты, ломы, багры, топоры. К складу должен быть проложен противопожарный водопровод или устроен утепленный водоем.

Расходные склады могут быть поверхностные, полууглубленные, углубленные и подземные.

Расходные склады имеют общую емкость — не более 75 т ВВ, 250 000 шт. детонаторов и 15 000 м детонирующего шнура. Предельная емкость отдельных хранилищ допускается не более 25 т. По сроку службы расходные склады делятся на три группы: постоянные — срок службы более 2 лет, временные — срок службы более 6 месяцев и кратковременные — срок службы до 6 месяцев.

Постоянные расходные склады устраивают в соответствии с теми же требованиями, что и базисные. Выдачу ВМ взрывникам разрешается производить в тамбуре хранилища или в предназначенном для этого отдельном помещении.

В расходных складах в исключительных случаях допускается хранение в одном здании (но в разных помещениях, разделенных глухой стеной) ВВ и детонаторов, если общее количество ВВ не превышает 3 т, а количество детонаторов не более 10 000 шт.

Временные расходные склады могут быть дощатые (покрытые огнезащитной краской), глинобитные, земляные. Временные склады должны быть обеспечены средствами противопожарной и грозовой защиты. Ограждение разрешается устраивать из жердей, плетней, проволоки, досок и т. д. Освещение внутри хранилищ допускается рудничными аккумуляторными или предохранительными бензиновыми лампами. Во всем остальном к вре-

менным складам предъявляются такие же требования, как и к постоянным.

Кратковременные расходные склады могут быть устроены в шалаше, в палатке, в пещере, на повозке и т. п. Количество ВВ, например, на грузовой машине должно быть не более $\frac{2}{3}$ ее грузоподъемности, а детонаторов не более 5000 шт. При размещении ВВ и СВ в разных хранилищах разрешается хранить до 18 т ВВ и 25 000 шт. детонаторов.

Пункты хранения должны располагаться от дорог, жилых строений и железнодорожных путей на расстоянии, отвечающем тем же требованиям, что и постоянные склады, но не ближе 300 м от места взрывных работ. Пункты хранения (шалаш, автомашина и т. д.)



Рис. 38. Подземный склад ВМ ячейкового типа:

1 — ниши (ячейки) для хранения ВВ; 2 — ннша для хранения СВ; 3 — камера для проверки электродетонаторов; 4 — камера для выдачи ВМ взрывникам; 5 — тупнк для разгрузки вагонеток с ВМ; 6 — временная выработка, забучиваемая по окончании строительства склада ВМ, 7 — сбойка на вентиляционную выработку

должны иметь ограду из жердей или колючей проволоки и круглосуточно охраняться. Устройство освещения, сигнализации, грозозащиты и связи не требуется.

Расходные подземные склады предназначены для обслуживания взрывных работ в шахтах. Предельная емкость склада не более трехсуточной потребности ВВ и десятисуточной СВ. Склады могут быть камерного и ячейкового типа. Первые располагают не ближе 100 м, вторые не ближе 60 м от стволов шахт и других важных подземных сооружений. От выработок, служащих для постоянного передвижения людей, склад должен быть удален соответственно на 25 и 20 м.

Склад ячейкового типа (рис. 38) имеет коридор, в стенах которого расположены ниши каждой емкостью на 400 кг ВВ. Средства взрывания и взрывчатые вещества должны помещаться в разных ячейках.

В камерных складах вместо ячеек устраивают камеры емкостью до 2 т ВВ.

Склад должен хорошо проветриваться, исходящая струя не должна попадать в рабочие забои. Коридор склада, в котором расположены камеры или ячейки, должен сообщаться с откаточными или вентиляционными выработками посредством не менее трех подводящих выработок, пересекающихся под прямыми углами. Подводящие выработки должны заканчиваться тупиками глубиной не менее 2 м и сечением не менее 4 м². Все выработки склада должны быть закреплены несгораемой крепью.

Для освещения склада применяют электролампы во взрывобезопасной арматуре, для электропроводки — бронированный кабель. Разрешается пользоваться рудничными аккумуляторными лампами, а также бензиновыми предохранительными лампами, запломбированными и замагниченными.

В шахтах, опасных по пыли, склад должен быть защищен сланцевыми заслонами, которые устраивают в примыкающих к нему с обеих сторон выработках шахты.

§ 30. Учет и подготовка взрывчатых материалов

Учет взрывчатых материалов. На каждом складе должны быть специальные книги для учета ВМ, (пронумерованные, прошнурованные и скрепленные подписью и печатью контролирующей организации).

Каждое поступление ВМ на склад или выдача со склада должны записываться в книгу прихода и расхода ВМ. На расходных складах ведется еще книга учета выдачи ВМ взрывникам и возврата ими остатков ВМ.

Выдача ВМ с базисного склада на расходные производится по наряду-накладной. Выдача ВМ из расходного склада взрывнику производится по наряду-путевке, в которой указаны: места работ, количество шпуров и количество ВМ для каждого забоя. Незрасходованные в течение смены ВМ взрывник должен сдать на склад.

Подготовка взрывчатых материалов. Перед выдачей нитроглицериновые ВВ, если они находятся в замерзшем состоянии, должны быть полностью оттаяны; аммиачно-селитренные ВВ, если они увлажнены сверх допустимой нормы или слежались, должны быть просушены и разрыхлены; электродетонаторы должны быть проверены на целостность мостика и сопротивление.

Если расходный склад не отапливается, то оттаивание производится в сосудах-отогревателях или в специально оборудованных помещениях для оттаивания. Температура в этих помещениях должна быть от +20 до +30° С.

Помещение для оттаивания должно быть ограждено валом и удалено от склада ВМ и от производственных и жилых помещений на расстояние, безопасное в отношении детонационной или воздушной волны. При суточном расходе ВВ до 50 кг оттаивание можно производить в сосудах-отогревателях. Отогреватели представляют собой медные или цинковые ящики с двойными стенками. Внутри

ящика помещают до 10 кг ВВ, а в междустенное пространство наливают теплую воду температурой от 35 до 40° С. Сосуды-отогреватели (5 шт.) можно устанавливать в нежилом здании, в землянке или в будке, удаленных от склада ВВ; обвалование их необязательно.

В помещении для оттаивания должны непрерывно дежурить лица, ответственные за работу (не более 2 человек). Оттаивание поручают только наиболее квалифицированным и опытным взрывникам.

Сушка аммиачно-селитренных ВВ может производиться различными способами: при незначительной влажности — путем интенсивного проветривания складов в сухую погоду, при значительной — путем просушивания летом на Открытом воздухе, а зимой и осенью в специальных отапливаемых зданиях. При содержании влаги до 1,5% патроны после просушки могут быть использованы в шахтах, не опасных по газу или пыли. При содержании влаги более 1,5%¹ аммиачно-селитренные ВВ сушат россыпью и после сушки используют на открытых разработках, так как применение их для подземных работ запрещается.

Отопление сушилок, расположенных на территории склада, может быть только водяное, а за его пределами также электрическое¹ и печное (топки печей должны быть вне помещения). Температура в сушильном помещении не должна быть выше 50° С.

§ 31. Уничтожение взрывчатых материалов

Взрывчатые материалы уничтожают в том случае, если они признаны недоброкачественными. Уничтожение производят с ведома инспекции Госгортехнадзора. О каждом случае уничтожения должен составляться акт.

Уничтожение ВМ производится взрыванием, сжиганием, потоплением и растворением в воде.

Взрывание — наиболее быстрый и производительный способ уничтожения. Этим способом можно уничтожить все ВМ, способные взрываться. Место для уничтожения ВМ надо выбирать вдали от населенных пунктов и от строений. Количество одновременно взрываемых ВМ должно соответствовать безопасному расстоянию от площадки до населенных пунктов и отдельных строений. Лица, производящие уничтожение, должны находиться на безопасном расстоянии, в укрытии. Расстояние для взрывников, безопасное по действию воздушной ударной волны, определяется по формуле (20) при $k > 5$. Значение $k = 5$ можно принимать только в случаях крайней необходимости максимального приближения взрывника к месту работы.

¹ При расчете безопасных расстояний по формуле (20) следует принимать $k=7=50$ при взрывании в яме и $k=150$ при взрывании, на открытой площадке. При сжигании на открытой площадке принимают $k=50$.

Детонаторы взрывают в коробках, зарытых в землю, во избежание разброса детонаторов и в целях более полной детонации их.

Сжиганием уничтожают СВ и ВВ, не поддающиеся взрыванию, а также утратившие способность детонировать. Детонаторы и детонирующий шнур уничтожать сжиганием запрещается.

На площадке, выбранной для сжигания ВМ, раскладывают костер, на который помещают в один ряд патроны ВВ. Динамиты сжигают партиями не более 5 кг на каждом костре. При уничтожении ВВ россыпью их рассыпают дорожкой на ширину 30 см с толщиной слоя 10 см и поджигают. Запрещается сжигать ВМ в их таре. Взрывники при сжигании находятся в укрытии, пока костер, со взрывчатыми материалами не сгорит.

Потоплением можно уничтожать ВМ в неограниченном количестве в открытом море. Растворением в воде уничтожают неводоустойчивые аммиачно-селитренные ВВ и дымный порох. Растворение можно производить в бочках или других сосудах. Раствор сливают в яму, а осадок собирают и уничтожают сжиганием.

§ 32. Транспортирование взрывчатых материалов

Взрывчатые материалы перевозят автомобильным, железнодорожным, водным, воздушным, гужевым и вьючным транспортом, а также переносят ручной кладью.

Автомашина, предназначенная для перевозки ВМ, должна быть исправна, оборудована глушителями, иметь два пенных огнетушителя, цепи или другие приспособления для увеличения проходимости.

Перевозить в одной машине или в одной повозке ВВ с детонаторами или детонирующим шнуром, как правило, запрещается. Взрывчатые материалы можно загружать в машину на полную ее грузоподъемность, но динамиты или детонаторы — не более чем на $\frac{2}{3}$ (ящики при этом должны быть уложены не более чем в два ряда с войлочной прокладкой на дне кузова и между рядами).

Ящики с ВМ надо укладывать плашмя, плотно закреплять, покрывать брезентом и прочно увязывать веревкой.

Перевозка ВМ должна производиться в сопровождении ответственного лица (взрывника) и вооруженной охраны. На каждой автомашине или подводе должны быть выставлены красные флажки а в ночное время — отражательные знаки.

Спуск ВМ по стволу производят в вагонах или непосредственно в клетки. Ящики укладывают в клетку плашмя и закрепляют прокладками, а клетку закрывают решетками. При спуске детонаторов или динамитов ящики укладывают в один ряд, спускают со скоростью 2 м/сек. Ящики с аммиачно-селитренными ВВ укладывают в несколько рядов, но не выше $\frac{2}{3}$ высоты клетки спускают со скоростью 4 м/сек. Детонаторы нельзя спускать вместе с ВВ.

Аммиачно-селитренные ВВ и огнепроводный шнур можно перевозить в обычных вагонетках и загружать до бортов. Динамиты или детонаторы должны перевозиться в закрытых вагонетках с деревянным кузовом, обитым внутри войлоком и мешковиной; ящики можно укладывать только в один ряд. Можно применять и вагонетки специальной конструкции—с открывающейся боковиной и со стеллажами.

Вагоны с ВВ ставят в середину порожняковой партии. Перевозить в одной партии ВВ и детонаторы, как правило, нельзя. Скорость движения должна быть не более 2 м/сек.

При спуске в клетки взрывников с ВМ в каждом этаже клетки может спускаться не более 4 человек. Прочие рабочие не должны спускаться в этой клетке. Взрывник может переносить не более 10 кг ВВ и соответствующее количество средств взрывания, но в отдельных сумках. Подносчики ВВ и взрывники без средств взрывания могут переносить до 20 кг ВВ. Детонаторы разрешается переносить только взрывникам.

При проходке вертикальных стволов шахт спуск ВМ в забой производится в бадьях. Скорость движения бадьи не более 2 м/сек. Вначале спускают обычные патроны ВВ, а после Отдельно спускают патроны-боевики.

Г л а в а VI

МЕХАНИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА И КЛАССИФИКАЦИЯ ГОРНЫХ ПОРОД

Горные породы — агрегаты минеральных частиц, связанных между собой непосредственно силами молекулярного сцепления или посредством посторонних цементирующих веществ. В первом случае прочность связи меньше прочности самого кристалла и от прочности связи зависит прочность породы. Во втором случае цементирующее вещество определяет прочность породы, оно может быть слабее или прочнее основных частиц.

На прочность горной породы влияют также размеры зерен — чем они меньше, тем прочнее порода. При зернах размером > 1 мм влияние размера зерна менее заметно. Трещиноватость и слоистость уменьшают прочность горной породы.

Сопротивление горных пород сжатию велико и колеблется в довольно широких пределах даже для одной и той же породы, что объясняется различной крупностью зерен и структурой породы (табл. 10).

Некоторые осадочные породы анизотропны — их сопротивление сжатию различно в разных направлениях. Наиболее анизотропны глинистые сланцы. У них сопротивление сжатию вдоль плоскости напластования составляет 0,5—0,75 величины сопротивления в направлении, перпендикулярном этой плоскости. •

Сопротивление растяжению и сдвигу у горных пород невелико и составляет от 2 до 10% величины сопротивления сжатию.

Горные породы — упруго-хрупкие тела, разрушаются в тот момент, когда напряжение достигает «предела упругости. При всестороннем сжатии прочность горных пород значительно повышается (в 2—4 раза). Повышается и упругость их.

i

Таблица 10

Горная порода	Сопротивление ¹ сжатию, кГ/см ²
Гранит	800—1500
Песчаник сливной (кварцит) . . .	1000—1800
	1500 и выше
Песчаник с известковым цементом.	200—1000
Глинистый сланец (с различными цементами)	до 500

¹ Давление 1 кГ/см² = 9,81 · 10⁸ н/м².

Прочность горных пород изменяется, также, в зависимости от скорости приложения нагрузки. Л. А. Шрейнер [15] приводит данные (табл. 11), согласно которым при динамическом (ударном) вдавливании пуансона в породу сопротивление ее в 8,4—8,7 раза меньше, чем при статическом. Это явление содействует эффективности ударно-вращательного бурения. Однако при очень больших скоростях приложения сжимающих нагрузок, что имеет место при взрыве, сопротивление горных пород сжатию, согласно экспериментальным данным Грина и Фоулиса [14], в 10—12 раз больше, чем при статических нагрузках.

Таблица 11

Горная порода	Динамическая твердость		Статическая твердость, кГ/см ²
	кГм/см ³	кГ/см ²	
Кварцит шокшинский	80	8000	70 000
Габбродиорит—	42	4200	37 000
	19	1900	16 000

При взрыве заряда ВВ в массиве горной породы последняя разрушается «е только от действия газов взрыва на стенки зарядной камеры, но также и от действия ударной волны, вызванной в породе в момент взрыва. Разрушающее действие ударной волны зависит от ее скорости и амплитуды. Последние зависят от величины импульса, переданного взрывом породе, и от акустической жесткости породы. Акустической жесткостью породы называется произведение объемного веса породы на скорость продольной волны в

Т а б л и ц а 12

Категория	Г- Степень крепости t ;	Порода 11;	Коэффициент крепости f	Угол внутреннего трения φ
I	В высшей степени крепкие породы	Наиболее крепкие, плотные и вязкие кварциты и базальты. Исключительные по крепости другие породы	20	87°08'
II	Очень крепкие породы	Очень крепкие гранитовые породы, кварцевый порфир, очень крепкий гранит, кремнистый сланец. Менее крепкие, чем указанные выше, кварциты. Самые крепкие песчаники и известняки	15	86°11'
III	Крепкие породы	Гранит (плотный) и гранитовые породы. Очень крепкие песчаники и известняки. Кварцевые рудные жилы. Крепкий конгломерат. Очень крепкие железные руды	10	84° 18'
IIIe	То же	Известняки (крепкие). Некрепкий гранит. Крепкие песчаники. Крепкий мрамор. Доломит. Колчеданы	8	82°53'
IV	Довольно крепкие породы	Обыкновенный песчаник. Железные руды*	6	80°32'
IVa	То же	Песчанистые сланцы. Сланцевые песчаники	5	78°41'
V	Средние породы	Крепкий глинистый сланец. Некрепкий песчаник и известняк, мягкий конгломерат	4	75°58'
Va	Средние породы	Разнообразные сланцы (некрепкие). Плотный мергель	3	71°34'
VI	Довольно мягкие породы	Мягкий сланец. Очень мягкий известняк, мел, каменная соль, гипс. Мерзлый грунт, антрацит. Обыкновенный мергель. Разрушенный песчаник, цементированная галька и хрящ, каменный грунт	2	63°26'
VIa	То же	Щебенистый грунт. Разрушенный сланец, слежавшаяся галька и щебень, крепкий каменный уголь. Отвердевшая глина	1,5	56°19'
VII	Мягкие породы	Глина (плотная). Мягкий каменный уголь. Крепкий нанос, глинистый грунт	1,0	45°00'
VIIa	То же	Легкая песчанистая глина, лёсс, гравий	0,8	38°40'
VIII	Землистые породы	Растительная земля, торф, легкий суглинок, сырой песок	0,6	30°58'
IX	Сыпучие породы	Песок, осыпи, мелкий гравий, насыпная земля, добытый уголь	0,5	26° 50'
X	Плывучие породы	Плывуны, болотистый грунт, разжиженный лёсс и другие разжиженные грунты	0,3	16°42'

массиве. Скорость продольной волны в скальных породах составляет 2000—5800 м/сек и может быть определена по формуле

$$W = \sqrt{\frac{Eg}{\rho}}, \quad (38)$$

где W — скорость продольной волны, м/сек;
 E — модуль упругости породы, кг/м²;
 g — ускорение силы тяжести, м/сек²;
 ρ — плотность породы, кг/м³.

Знание прочности и упругих характеристик горных пород позволяет определять затраты труда, энергии и материалов при производстве горных работ.

В разное время отдельными учеными и организациями были предложены различные методы классификации горных пород. Некоторые из них получили весьма широкое распространение. —

Проф. М. М. Протодяконов в 1908 г. опубликовал классификацию крепости пород, в основе которой лежит их прочность на сжатие. Это была первая научнообоснованная классификация пород, позволившая подсчитывать затраты труда и материалов при ведении горных работ.

Согласно классификации проф. М. М. Протодяконова (табл. 12), горные породы разделены на десять категорий, причем категории III, IV, V, VI и VII имеют две подкатегории.

Коэффициентом крепости f проф. М. М. Протодяконов назвал величину временного сопротивления сжатию, уменьшенную в 100 раз, т. е. / . Этот коэффициент характеризует относительную прочность породы и входит во многие эмпирические формулы, предложенные проф. М. М. Протодяконовым [10].

При нормировании горных работ в СССР, кроме шкалы проф. М. М. Протодяконова, применяют и другие шкалы классификации пород. Известны классификации Криворожского рудного бассейна, Гипроцветмета, Г предмета, Главзолота, Союзвзрывпрома, Шахтоостроя и др. Большинство этих классификаций основано на показателях скорости рабочего процесса (скорость бурения) или износа рабочего инструмента (количество затупившихся буров при выбурировании 1 м шпура).

В табл. 3 приложения приведены некоторые из упомянутых шкал и сравнение их со шкалой проф. М. М. Протодяконова.

Для увязки со шкалой проф. М. М. Протодяконова упругих характеристик горных пород проф. А. Н. Ханукаев рекомендует породы с коэффициентом крепости от 1 до 8 относить к породам средней акустической жесткости (от $5 \cdot 10^5$ до $15 \cdot 10^5$ г/см³ · см/сек). Более крепкие породы, скорость продольных волн в которых составляет 4000 м/сек и более, относить к породам с большой акустической жесткостью ($15 \cdot 10^5$ — $25 \cdot 10^5$ г/см³ · см/сек). В этих породах при разрушении их взрывом ударные волны имеют, по мнению А. Н. Ханукаева, первостепенное значение [17].

ДЕЙСТВИЕ ВЗРЫВА ЗАРЯДА В ГОРНОЙ ПОРОДЕ И ВОПРОСЫ ТЕОРИИ РАСЧЕТА ЗАРЯДОВ

§ 33. Действие взрыва заряда в горной породе

Общие положения о работе взрыва

Работа взрыва выполняется за счет потенциальной энергии ВВ, выделяющейся при взрыве, и определяется по формуле

$$A = 4190 Q_V C = 4190 Q_{\nu} p V, \quad (39)$$

где A — работа взрыва, $кдж$ •

C — масса заряда ВВ, $кг$;

Q_V — удельная теплота взрыва до расширения газов, $ккал/кг$;

p — плотность ВВ заряда, $кг/дм^3$;

V — объем заряда, $дм^3$.

Потенциальная энергия ВВ не полностью превращается в механическую энергию, так как вследствие неполноты реакций имеют место химические потери. Механическая энергия не полностью используется в" зарядной камере, так как часть энергии газов взрыва теряется на нагрев среды, а часть выносится наружу газами взрыва, вырывающимися из зарядной камеры с повышенной температурой (тепловые потери) и давлением (механические потери).

В зависимости от условий взрывания к. п. д. работы взрыва колеблется от 0,02—0,07 при взрывах на выброс и до 0,15—0,25 при взрывах на рыхление.

Полезная работа взрыва может проявляться в различных формах. Основными из них являются: интенсивное смятие (перетиранье) породы непосредственно прилегающей к заряду; инициирование в породе упругих (ударных) волн; сжатие, пластическая деформация и разрушение породы, не прилегающей непосредственно к заряду; измельчение части породы и выброс ее за пределы воронки взрыва. Все эти формы работы составляют в сумме полную полезную работу взрыва.

В зависимости от условий взрывания одни формы работы могут усиливаться, а другие — уменьшаться. Так, например, при снижении плотности заряжения путем создания воздушной прослойки между зарядом и стенками зарядной камеры уменьшается бризантное действие заряда и увеличивается фугасное. В результате порода дробится более равномерно и средний размер кусков уменьшается.

При необходимости в сильном бризантном действии надо применять возможно большую плотность заряжения и бризантные ВВ с максимальной скоростью детонации.

Что касается фугасного действия взрыва, то оно, как и общее действие взрыва, очень мало зависит от скорости детонации и определяется потенциальной энергией ВВ.

Внутреннее действие взрыва заряда

Зарядом называется определенное количество ВВ, подготовленное к взрыву. Заряд называется наружным, если он приложен к поверхности разрушаемого объекта, и внутренним, если он помещен внутри разрушаемой среды.

В зависимости от конфигурации заряды делят на сосредоточенные и удлиненные. Удлиненным называется заряд с отношением длинной стоооны к короткой более 4.

Если при взрыве заряда ВВ в массиве породы действие его ничем не проявится на поверхности и локализуется внутри массива, то оно называется внутренним действием, или камуфлетным, а заряд называется камуфлетным зарядом.

При взрыве такого заряда в горной породе образуются зоны вытеснения, разрушения и сотрясения (рис. 39); иногда еще образуется зона отколов. Процесс разрушения породы идет следующим образом. В момент взрыва удар газов взрыва мгновенно разрушает и полностью вытесняет некоторый слой породы, прилегающий к заряду, образуя полость, называемую зоной вытеснения, или зоной сжатия, или котлом.

Раздавленная и вытесненная порода вдавливается в стенки котла, которые вследствие этого представляют собой слой раздавленной и уплотненной породы. Возникшая в момент взрыва ударная волна перемещается радиально в массиве породы далее за пределы котла, вызывая смещение частиц породы в радиальном направлении.

В результате радиального перемещения частиц и слоев породы в ней возникают действующие в тангенциальном направлении усилия растяжения и сдвига. Эти усилия вызывают образование сети радиальных и кольцевых (прерывистых сферических) трещин.

Таким образом, в пределах зоны разрушения в начале (от центра) располагается слой бесструктурной, раздавленной и уплотненной породы с частыми и широкими трещинами разрывов и скольжений. Этот слой породы постепенно переходит в породу, сохранившую свою структуру в отдельных частях, но также про-

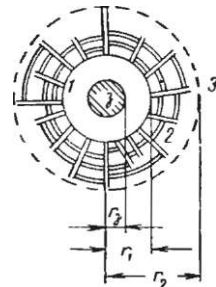


Рис. 39 Схема действия взрыва заряда в горной породе:

1 — заряд до взрыва; / — зона вытеснения (котел); 2 — зона разрушения; 3 — зона сотрясения; 4 — зона отколов; $r_а$ — радиус заряда; $r_к$ — радиус зоны вытеснения; $r_р$ — радиус зоны разрушения

низанную сетью радиальных и сферических трещин. По мере удаления от центра трещиноватость уменьшается. Четкой наружной границы зона разрушения не имеет.

По мере удаления от очага взрыва ударная волна затухает, перестает вызывать разрушение породы и возбуждает лишь значительное ее сотрясение, которое на некотором расстоянии затухает. Зона сотрясения не имеет четко выраженных внутренней и наружной границ.

В зависимости от глубины заложения заряда признаки взрыва могут быть не обнаружены на земной поверхности или проявятся в виде слабой сейсмической волны. Если заряд заложен не глубоко от земной поверхности, то до нее может дойти ударная волна.

Когда ударная волна достигает свободной поверхности, то верхние слои породы, не встречающие достаточного сопротивления впереди, начинают отрываться (сопротивление породы разрыву в 10—50 раз меньше сопротивления сжатию). У свободной поверхности зарождается волна растяжения, которая идет к центру взрыва. Ударная волна как бы отражается от свободной поверхности породы в форме волны растяжения. По мере удаления от поверхности энергия волны растяжения затухает, но у поверхности отраженная волна может создать несколько сферических откольных трещин, откол и даже отброс породы. Следовательно зона отколов может возникать при благоприятных соотношениях между величиной заряда и глубиной заложения его.

При некотором соотношении этих величин зона отколов может сомкнуться с зоной разрушения или настолько приблизиться к ней, что давлением газов взрыва промежуточный слой породы будет раздроблен и порода будет полностью разрушена от поверхности до полости котла. Такое явление, как и явление откола, относится к наружному действию взрыва заряда.

Радиус зоны сжатия r_3 зависит от прочности и упругих свойств горной породы, от величины и формы заряда, от общей работоспособности и бризантности ВВ и от плотности заряжания. В соответствии с геометрическим законом подобия радиус зоны сжатия может быть выражен через радиус заряда

$$r_3 = k r_z, \quad (40)$$

где r_z — радиус заряда;

k — приведенный радиус зоны сжатия (котла), или коэффициент пропорциональности, учитывающий, влияние вышеперечисленных факторов.

При взрывании сосредоточенного заряда тротила или аммонита № 6 в мягких грунтах (глина, суглинок, растительная земля и т. п.) $k = 4$ –6, а при взрывании в скальных грунтах $k = 1,5$ –2,2.

В случае использования других ВВ коэффициент пропорциональности определяется по формуле

где ρ_T и ρ_x — плотность ВВ соответственно тротила ($1,5 \text{ кг/дм}^3$) и примененного ВВ;
 Q_T и Q_x — теплота взрыва соответственно тротила (1000 ккал/кг) и примененного ВВ.

При взрывании удлиненных цилиндрических зарядов ($l_3 > 6d_3$) котлы получают также цилиндрической формы; радиус зоны сжатия в этом случае рассчитывается также по формуле (40). Значение коэффициента пропорциональности при взрывании тротилом и аммонитом № 6 принимается 10—15 в мягких грунтах и 1,7—3 в скальных породах. При использовании других ВВ пересчет значений коэффициента производится по формуле

$$K = K \quad (42)$$

Длина цилиндрического котла превышает длину заряда на 3—4 диаметра последнего.

При относительной длине заряда $l_3 = 6$ энергия взрыва, действующая на стенки шпура или скважины против центра заряда, составляет 90% максимальной величины энергии, которая действовала бы в этом же месте при бесконечно длинном заряде. При уменьшении относительной длины заряда l_3 рассеивание энергии у торцов заряда увеличивается и радиус котла уменьшается.

Эффект котлообразования широко используется при буровзрывных работах для уширения донной части шпуров и скважин с целью повышения их емкости. Котлы в этих случаях образуют взрыванием небольших зарядов ВВ, помещаемых на дно шпура или скважины (этот процесс называют простреливанием шпуров).

Эффект котлообразования применяют также при проходке, глубоких колодцев и небольших стволов в мягких породах. В качестве примера можно привести проходку ствола на Юрковском бурогольном карьере. Ствол глубиной 54 м и диаметром 5,2 м был пройден путем вытеснения и уплотнения грунтов при внутреннем действии взрыва заряда в пробуренной скважине. В районе шахты № 6 треста Черепетьуголь шурф диаметром 3—3,5 м был пройден в результате взрыва заряда в скважине диаметром 300 мм и глубиной 46 м.

При опытном применении метода вытеснения для проходки стволов в песчаниках и глинистых сланцах был получен отрицательный результат. При взрывании зарядов ВВ в скважинах диа-

метром 100—250 мм и глубиной от 40 до 100 м получили коэффициент уширения 3—8*.

Эффект разрушения горных пород при внутреннем действии заряда ВВ используется при торпедировании нефтяных скважин для усиления отдачи нефти, при торпедировании шпуров и скважин в угольных шахтах для усиления дегазации пластов и предупреждения внезапных выбросов и т. п.

Радиус зоны разрушения

$$r_2 = k_2 r_3, \quad (43)$$

где k_2 —приведенный радиус зоны разрушения (выраженный через радиус заряда), или коэффициент пропорциональности. При взрывании удлиненных цилиндрических зарядов в скальных породах $k_2 = 12$ -г-20.

При взрывании сосредоточенных зарядов в мягких грунтах принимают

$$r_2 = W_B \quad (44)$$

где W_B —такая глубина заложения данного заряда, при которой взрыв его образует нормальную воронку выброса.

Наружное действие взрыва заряда

При взрыве заряда, заложенного на таком расстоянии от земной поверхности, что действие его проявляется на ней, процессы разрушения горной породы протекают следующим образом.

В момент взрыва удар газов образует котел (зону вытеснения). Радиус котла при прочих равных условиях в первый момент образования будет такой же, как и при взрыве комфлетного заряда (позже, при общей подвижке породы, он деформируется в сторону обнаженной поверхности). Это объясняется тем, что котел образуется ударом первого импульса ударной (детонационной) волны. Повторные (отраженные) импульсы удара газов не могут увеличить котел, так как они, как показывают непосредственные замеры в шпурах [14], в 2—4 раза слабее, кроме того, объем зарядной камеры уже увеличился до объема котла и стенки его уплотнены.

Первый импульс, образовавший котел, возбуждает мощную ударную волну, которая, проходя по породе, вызывает смещение среды и образование трещин, о чем выше было сказано. По мере возникновения в породе трещин в них проникают газообразные продукты взрыва, находящиеся под большим давлением, с той же скоростью, с которой эти трещины образуются (скорость образования трещин 200—1500 м/сек). Газы взрыва, давя на стенки котла и поверхности трещин, держат породу в напряженном состоянии,

* Такой же коэффициент был получен МакНИИ при простреливании шпуров по антрациту победитом ВП-1.

расширяют и удлиняют трещины в направлении обнаженной поверхности и прорывают толщу пород, ослабленную отколами и трещинами, идущими с поверхности породы и вызванными дошедшей до поверхности ударной волной.

В зависимости от величины заряда и глубины заложения взрывом может быть образована воронка рыхления, или воронка выброса. В первом случае вся разрушенная порода остается в пределах воронки, во втором случае порода не только разрушается, но и выбрасывается за пределы воронки (рис. 40).

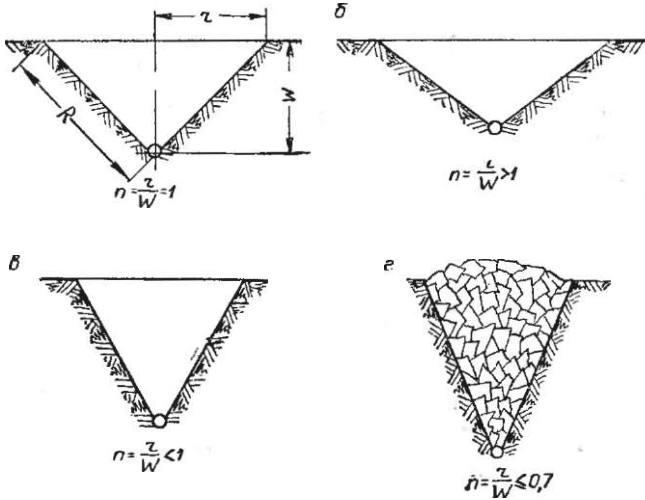


Рис. 40. Воронки, образованные взрывом заряда: а — нормальная воронка выброса; б — увеличенная; в — уменьшенная; г — воронка рыхления

Радиус основания воронки r называется радиусом воронки взрыва, а кратчайшее расстояние W от центра заряда до обнаженной поверхности называется линией наименьшего сопротивления (сокращенно л. н. е.), или глубиной заложения заряда. Отношение

$$W = n \tag{45}$$

называется показателем раствора воронки, или показателем действия взрыва.

Если одинаковые заряды заложить на различной глубине в одной и той же породе, то при их взрыве образуются воронки с разными показателями действия взрыва (см. рис. 40). Воронка с показателем действия взрыва $n = 1$ называется воронкой нормального выброса, а заряд, образовавший такую воронку, называется зарядом нормального выброса. Воронка с показателем действия взрыва $n > 1$ называется воронкой усиленного выброса, а заряд называется зарядом усилен-

ного выброса. Воронка с показателем раствора $0,7 < i < 1$ называется воронкой уменьшенного выброса. Если заряд заложить еще на большую глубину, то при взрыве образуется уже воронка рыхления с показателем действия взрыва $p < 0,7$. Заряд, образующий воронку рыхления, называется зарядом рыхления.

Образующая R воронки называется радиусом наружного действия взрыва, или просто радиусом взрыва. Радиус взрыва — величина переменная, зависящая при прочих равных условиях (величина заряда, сорт ВВ, крепость породы) от показателя действия взрыва. Чем он больше, т. е. чем меньше глубина заложения заряда при одной и той же величине его, тем меньше величина R . Объясняется это тем, что чем меньше глубина заложения заряда (при одной и той же величине заряда), тем легче и быстрее газы взрыва прорывают толщу породы, лежащей над зарядом, и тем меньший объем породы они разрушают.

В мягких породах воронка по форме близка к параболоиду или усеченному конусу. Объясняется это тем, что в мягких породах получается большая зона сжатия и большее уширение воронки внизу. В крепких породах объем зоны сжатия мал, ширина воронки внизу невелика и воронка близка по форме к простому конусу.

Объем такой воронки

$$V = \dots \quad (46)$$

Заменив g его значение из формулы (45) и принимая $\dots = 1$, получим

$$V = n^2 W^3. \quad (47)$$

При воронке нормального выброса, когда $p = 1$, объем ее будет равен $V_n = W_n^3$.

Видимая глубина воронки при взрыве малобризантных ВВ (8—10 мм) в некрепких скальных породах может быть определена по эмпирической формуле

$$R = 0,331 \sqrt{(2i - 1)}. \quad (48)$$

При крепких скальных породах коэффициент перед W рекомендуется принимать равным 0,28, а при мягких грунтах равным 0,4. Значение p при расчете зарядов выброса принимают не более 2,5.

Действие взрыва заряда при короткозамедленном взрывании

Короткозамедленное взрывание в настоящее время имеет очень широкое применение благодаря ряду преимуществ, которые оно дает. К ним относятся: значительное уменьшение сейсмического эффекта, что благоприятно отражается на сохранности строений, сооружений и выработок; улучшение дробления породы; умень-

шение разброса породы; некоторое (до 15%) снижение расхода ВВ. Последние три преимущества проявляются лишь при правильно подобранных интервалах замедления.

Замедление должно быть подобрано так, чтобы заряд (или заряды) следующей серии взрывался после того, как закончится разрушительное действие упругих волн, вызванных первым взрывом, а движение пород в глубине массива находится лишь в самом начале (или вообще не началось), когда газы взрыва еще не провалились наружу.

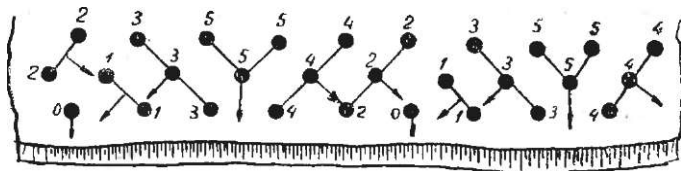


Рис. 41. Схема рационального комбинированного размещения ЭДКЗ при взрывании трех рядов зарядов скважин (цифрами обозначена очередность взрывания зарядов)

В это время порода будет разбита сетью трещин, заполненных газами под высоким давлением, и будет находиться в напряженном состоянии. В таком же напряженном состоянии будет находиться и порода прилегающих участков. Взрыв и возникновение новой ударной волны в этих участках вызовет более сильное дробление породы не только здесь, но и на предыдущем участке, передавшись породе этого участка через сжатые газы, заполняющие трещины. Дополнительное дробление будет происходить также и во время движения породы за счет соударений масс. Для усиления этого вида дробления породы и уменьшения ее разлета целесообразно взрывать одновременно несколько рядов зарядов и комбинировать соответствующим образом замедления в соседних зарядах (рис. 41). При однорядном расположении зарядов замедление комбинируют через заряд — нечетные заряды взрывают мгновенно, четные — с коротким замедлением.

На основе большого производственного опыта и специальных экспериментов в Советском Союзе и за границей установлено, что величина замедлений зависит от крепости и упругих свойств породы, от величины л. н. с. и заряда; Величину замедления можно выразить эмпирической формулой

$$t = kW, \quad (49)$$

где t — время замедления, мсек-,

k — коэффициент пропорциональности, зависящий от свойств пород;

W — величина линии наименьшего сопротивления, м.

С. А. Давыдов, основываясь на большом опыте работы треста Союзвзрывпром, рекомендует для шпурового метода и для метода

скважин следующие значения k^* : для самых крепких пород 3, для самых мягких пород 6. Для получения направленного или резко уменьшенного развала пород предлагается удваивать приведенные значения k .

Л. В. Баранов, основываясь на результатах экспериментов, проведенных в подземных выработках ш-ахт Кузбасса, рекомендует определять величину замедления (t , мсек) для забоев с одной обнаженной поверхностью по формуле

$$t = k \pm, \quad (50)$$

где k — коэффициент пропорциональности, зависящий от свойств пород;

l — глубина шпуров, м;

q — масса шпурового заряда, кг-

Для песчаников с коэффициентом крепости по шкале проф. М. М. Протодяконова $f = 7$ - 10 принимается $k = 3,2$; для слабых песчаников и алевролитов ($f=4$ - 6) $k = 4,1$; для слабых алевролитов и аргеллитов ($f=2$ - 3) $k = 7,5$.

§ 34. Вопросы теории расчета зарядов

На основании закона подобия известно, что величины давления, импульса взрыва и информации породы в какой-то точке aa любым расстоянии от заряда зависят от величины заряда и от расстояния данной точки от заряда. Этот принцип подобия заложен в основу всех теоретических и эмпирических формул для расчета зарядов.

Расчет зарядов производят по эмпирическим формулам, так как формулы теоретического характера пока еще не дают достаточной точности расчетов и вместе с тем требуют значительно большего времени. Однако теоретические формулы представляют большой интерес для познания такого сложного явления, как действие взрыва на горную породу при различных условиях.

В связи с этим ниже приведены наиболее интересные теоретические положения теории расчета зарядов.

Г. И. Покровский [8] считает, что вся поверхность породы, окружающей заряд, воспринимает воздействие взрыва практически одновременно. Вблизи поверхности заряда порода раздавливается, переходит в текучее состояние и сильно сжимается. По мере удаления от заряда энергия взрыва передается все возрастающей массе среды, ввиду чего энергия в единице объема существенно уменьшается, напряжения сжатия падают и на определенном расстоянии становятся меньше величины временного сопротивления породы, раздавливанию. При внутреннем действии взрыва порода разрушается волной сжатия, идущей от заряда.

При взрыве заряда вблизи обнаженной поверхности основные разрушения горной породы вызываются волной разрушения, вызванной отражением волны сжатия от свободной поверхности и идущей от этой поверхности к полости заряда.

В результате теоретических исследований Г. И. Поиронский предложил формулу для расчета радиуса зоны разрушения при внутреннем действии взрыва заряда

$$VQ \quad (51)$$

* Примерно такие же значения (3,3—6,6) рекомендуют шведские инженеры К- Иогансон и У. Лангефорс.

где $P_{сж}$ — давление, необходимое для разрушения породы в массиве при всестороннем сжатии, $кг/см^2$ (размерности приведены по Г. И. Покровскому без изменений);

$(J_1$ — удельная энергия ВВ, $кгм/кг$;

E — модуль сжатия, $кг/см^2$;

γ — объемный вес породы, $кг/ж^3$;

Q — вес заряда, $кг$.

Выражение, взятое в квадратные скобки, Г. И. Покровский рекомендует определять пока опытным путем «ввиду того, что величины $P_{сж}$ и E недостаточно хорошо известны, а также ввиду сложности их определения в условиях, соответствующих действию взрыва». Заменяв указанное выражение через k_p он дает формулу

$$R = k_p P V Q \quad (52)$$

Задавшись величиной R можно определить по формуле (52) вес заряда Q .

При наружном действии заряда (при зарядах выброса) основное значение, по мнению Г. И. Покровского, имеет волна разрежения, в результате чего порода разрушается растягивающими усилиями, идущими от поверхности обнажения к заряду. Расчетная формула в этом случае аналогична формуле (51), в которой вместо $r_{сж}$ подставляется величина разрушающего растяжения $r_{раст}$.

По тем же соображениям, которые были выше изложены, Г. И. Покровский рекомендует при расчете зарядов выброса пользоваться эмпирическими формулами с уточнениями, внесенными на основе опытных взрывов за последние годы.

О. Е. Власов [5] дал теоретическую разработку и вывод формул для расчета зарядов на основе поля скоростей, возникающего в среде при взрыве заряда. Для упрощения вывода он принял, что орда несжимаемая и энергия взрыва передается среде мгновенно.

Вес заряда выброса

$$\frac{3}{9}$$

$$a-B \wedge B I^{***} \cdot \cdot \cdot \quad (53)$$

где γ — объемный вес ВВ, $кг/м^3$;

$J_{кр}$ — критическая скорость, необходимая для разрушения породы, $м/сек$;

W — глубина заложения заряда, $м$;

n — показатель действия взрыва;

U_0 — скорость на поверхности заряда, $м/сек$,

$$Г - \cdot \cdot \cdot \Gamma \cdot$$

Q_0 — удельная энергия взрыва ВВ, $кгм/кг$;

ρ — плотность породы, $кгсек^2/м^4$ (размерности приведены по О. Е. Власову без изменений).

Обозначив постоянные величины (для конкретных условий взрывания) одной буквой k ,

3 9

$$k \wedge \cdot \cdot \cdot T \setminus 2U_{\cdot \cdot \cdot} \cdot$$

О. Е. Власов предложил более простую формулу

$$/1 + \ll \nu \quad (54)$$

где k — удельный расход ВВ ($кг/л^3$), определяемый экспериментально.

Ф. А. Белаенко [19] считает, что упругие деформации достигают обнаженной поверхности раньше, чем начинает деформироваться порода непосредственно у заряда, и определяет напряжения, возникающие при динамическом давлении на упругое тело.

Для удлиненных зарядов удельный расход ВВ на 1 м³ взрываеваемой породы ($\partial_{\text{нр}}$, кг/м³) по А. Ф. Белаенко равен

$$\wedge = \quad (57)$$

где u_v — объемный вес ВВ, кг/дм³;

σ_p — предел прочности породы при растяжении, кг/см²;

k — коэффициент динамичности, равный 2;

P — отношение приведенной массы ударяемого тела (породы, окружающей шпур) к массе ударяющего тела (ВВ), равное 2;

p_v — максимальное давление на стенки шпура при взрыве, кг/см².

Нормальная величина л. н. с. по подошве равна

$$W_B = 1,558/?., \quad \wedge, \quad (58)$$

где R_0 — радиус шпура (скважины), см.

Расчет зарядов по приведенным теоретическим формулам еще больше усложняется в случае неоднородных, слоистых и трещиноватых пород, а также при взрывании группы зарядов с применением электродетонаторов мгновенного или короткозамедленного действия. Поэтому в практике взрывных работ расчет зарядов производят по эмпирическим формулам или по нормативным данным.

Глава VIII

РАСЧЕТ ЗАРЯДОВ И ПРОИЗВОДСТВО ВЗРЫВНЫХ РАБОТ ПРИ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТАХ

§ 35. Расчет зарядов выброса и способы производства взрывных работ

Расчет зарядов выброса. При расчете зарядов принимается, что масса заряда пропорциональна объему взорванной породы и может быть выражена формулой

$$Q = qV_k, \quad (59)$$

где Q — масса заряда, кг;

q — удельный расход ВВ при нормальных зарядах выброса, зависящий от крепости породы и от работоспособности ВВ, кг/м³;

V — объем взорванной породы, м³;

k — коэффициент, учитывающий величину показателя действия взрыва.

Подставив в формулу (59) значение V из формулы (47), получим

$$Q = qW^3 n^2 k = <7 IF^3 / (\text{я}). \quad (60)$$

При расчете зарядов выброса с показателем γ от 0,8 до 3 и W До 20 м значение $1/(\text{я})$ определяется по эмпирической формуле М. М. Борескова

$$1/(\text{я}) = 0,4 + 0,6\text{п}^3 \quad (61)$$

Тогда величина заряда выброса определится по формуле

$$Q = qW^3 (0,4 + 0,6\Gamma^3). \quad (62)$$

При

$$W = 20 \cdot 40 \text{ м}$$

$$Q = qW^3 (0,4 + 0,6\Gamma^3) Y_{\sim}. \quad (63)$$

Значение q , установленное опытным путем, берется из справочных таблиц. В табл. 2 приложения приведен удельный расход ВВ зарядов нормального выброса и зарядов рыхления для аммонита работоспособностью 300 см^3 . При применении другого ВВ необходимо значение q умножить на поправочный коэффициент, равный обратной величине коэффициента работоспособности этого ВВ т. е. на величину

$$(64)$$

X

где $R_{\text{эт}}$ и P_x — величина расширения в свинцовой бомбе для эталонного ВВ (в данном случае $P_{\text{эт}} = 300 \text{ см}^3$) и для применяемого.

Поправочный коэффициент может быть определен также и по соотношению теплоты взрыва. В этом случае

$$= \frac{Q'v}{Q_v} \quad (64a)$$

где Q и Q' — удельная теплота взрыва при постоянном объеме для эталонного ВВ (в данном случае $Q' = 840 \text{ ккал/кг}$) и для применяемого.

Взрывание на выброс применяется главным образом при проведении канав, котлованов и траншей различного назначения. Заряды выброса располагают на таком расстоянии один от другого, чтобы при совместном действии они образовали выемку со сравнительно ровной подошвой (рис. 43).

Отечественной практикой установлено, что расстояние между зарядами a должно быть

$$a = 0,51\Gamma (л + 1). \quad (65)$$

При проведении траншей заряды закладывают в несколько рядов вдоль оси траншеи, располагая их в шахматном порядке.

Для достижения направленного выброса породы заряды располагают в 2—3 ряда вдоль оси траншеи и ряды взрывают последовательно с интервалами от 0,5 до 6 сек в зависимости от величины $л$, $н$, $с$ и от свойств среды. Первым взрывается ряд, расположенный у нерабочего борта, на который требуется выбросить породу. Масса зарядов не одинакова и увеличивается от ряда к ряду. При расчете таких зарядов принимают для зарядов первого ряда $п = 1$ — 1,5, а для последующих $п = 2$ — 2,5.

Схема действия зарядов направленного выброса изображена на рис. 44. В этом случае в результате взрыва зарядов первого ряда л. н. с. зарядов второго ряда W_2 будет короче W_1 . Поэтому порода будет выброшена налево и со значительно большей силой. К моменту, когда порода, выброшенная зарядами первого ряда, еще не успеет опуститься вниз, она будет отброшена влево взрывом зарядов второго ряда.

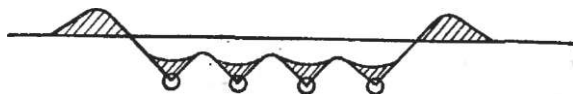


Рис. 43 Форма воронок при взрывании сближенных зарядов

В Сибирском отделении АН СССР разработан иной метод взрывания с направленным выбросом. На рис. 45 показана схема размещения зарядов при направленном выбросе грунта из траншеи. Основной заряд Q_1 размещен слева в сближенных скважинах, расположенных под углом 45° к горизонту. Справа и сверху вы-

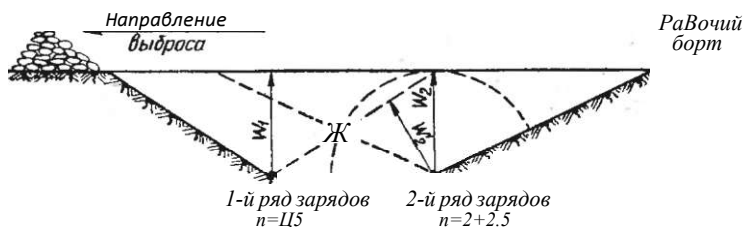


Рис. 44. Схема направленного действия зарядов выброса

брасываемого объема породы расположены прижимные заряды Q_2 и Q_3 . Величина их убывает в направлении выброса. Это достигается уменьшением количества ВВ на 1 ж заряда скважины. Соотношение масс зарядов

Заряды, закладываемые в склоне горы или в уступе карьера, для сброса породы на нижний горизонт называют зарядами сброса. Их применяют для сброса пустых пород вскрышного уступа в выработанное пространство карьера. Взрывание на сброс часто применяют в гористой местности для отсыпки плотин и дамб в ущельях.

Производство взрывных работ. Для размещения зарядов выброса проходят скважины, шурфы или шурфы с камерами. Сечения шурфов прямоугольной формы размером 1 X 1 или 1 X 1,2 ж. При небольших зарядах в сухих шурфах ВВ можно располагать на дне шурфа. При больших зарядах, а также при наличии грунтовых

вод для размещения зарядов из шурфа проводят камеры (рис. 46, а). При наличии грунтовых вод пол камеры делают с небольшим уклоном в сторону шурфа для стока воды, а дно шурфа располагают на 0,5—1 м ниже пола камеры.

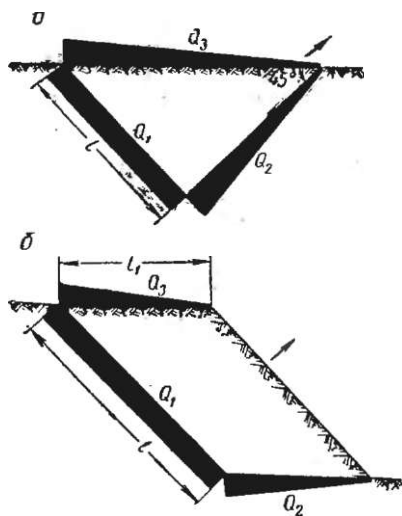


Рис. 45. Схема размещения зарядов направленного выброса (направление выброса указано стрелкой):

а — в поперечном сечении траншеи;
 б — в поперечном сечении уступа;
 Q1 — основные заряды выброса; Q2 и Q3 — прижимные заряды

объем воронки при взрыве зарядов массой от 24 до 1000 кг увеличивается (главным образом за счет увеличения глубины воронки) в 1,2—1,3 раза по сравнению с зарядами обычной формы и плотности (т.е. без воздушных зазоров). При малых зарядах были случаи увеличения объема воронок в 2—2,5 раза.

При зарядании камеры порошкообразными ВВ последние опускают в шурф в бадьях или засыпают через деревянную трубу сечением 20X20 см. В случае применения больших зарядов для спуска ВВ используют механические элеваторы. В процессе заполнения зарядной камеры взрывчатым веществом в заряд помещают боевики. При небольших зарядах

При небольшом объеме зарядной камеры 2 ее устраивают непосредственно у шурфа I, а при большом объеме камеры последняя располагается на некотором расстоянии от шурфа и сообщается с шурфом посредством ходка 3 (рис. 46, б).

Конфигурация камеры должна быть такой, чтобы заряд был возможно более сосредоточенным.

В последнее время работами Н. В. Мельникова и Л. Н. Марченко установлено, что в слабых грунтах при небольших зарядах выброса (до 1—2 т) с показателем действия $p < 1,5$ целесообразно применять заряды с большими воздушными зазорами между зарядом и стенками и потолком зарядной камеры (линейные размеры камеры должны вдвое превышать линейные размеры заряда). В этом случае

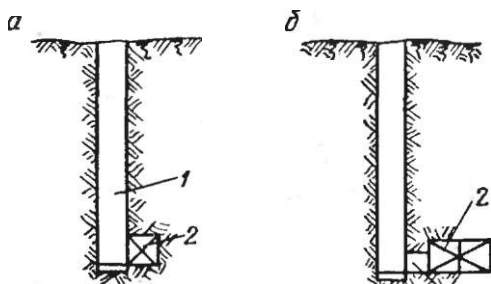


Рис. 46. Схема расположения шурфов зарядных камер

2 т) боевики в количестве 2 шт. располагают в центре заряда. При больших зарядах и удлинённых камерах сложной формы (крестообразные, Т-образные и др.) количество боевиков увеличивают, располагая их в различных местах заряда. Боевик должен иметь жесткую оболочку; для этой цели обычно берут ящик из-под аммонита, заполняют его тротилом или хорошо измельченным сухим аммонитом и посередине укладывают два электродетонатора, к каждому из которых должны быть привязаны 5—6 капсулей-детонаторов; ящик закрывают крышкой, а провода электродетонаторов выводят через отверстие наружу. Если взрывание производят детонирующим шнуром, то в ящик вводят два длинных его отрезка с крупными узлами на конце каждого из них. Провода от электродетонаторов выводят из камеры и соединяют в параллельно-пучковую группу, к которой присоединяют две пары проводов, проложенных по шурфу. Для защиты проводов от повреждения их укладывают в деревянный желоб, укрепленный и ближнем к камере углу шурфа. Перед доставкой в шурф электродетонаторов электропроводка и источники тока должны быть удалены из камеры и шурфа.

По окончании заряжания камеру закрывают деревянным щитом и в шурф помещают забоечный материал.

Электровзрывная сеть, или линия детонирующего шнура, должна быть двойная (дублированная) во избежание отказов при повреждении одной из линий. Минную станцию устраивают за пределами опасной зоны с наветренной стороны. При взрывании зарядов с количеством ВВ более 100 т необходимо снабжать противогазами людей, несущих охрану по границе опасной зоны, во избежание их отравления.

Осмотр места взрыва руководителем взрывных работ разрешается не ранее, как через 30 мин после взрыва. Ликвидацию отказавших зарядов производят в соответствии с инструкцией, утвержденной главным инженером предприятия.

§ 36. Расчет зарядов рыхления и производство взрывных работ при методе минных штолен

Метод расчета величины зарядов и расположение зарядных камер. Метод минных штолен представляет собой разновидность способов взрывания камерными зарядами и применяется на открытых разработках в карьерах с уступами высотой более 20 м.

Для размещения зарядов в уступах проходят штольни 1 (рис. 47) с боковыми галереями 2 и зарядными камерами 3. Сечение штолен и галерей 1,2 X 1,5 или 1,5 X 1,8 м. Размеры камер зависят от величины зарядов и плотности заряжания.

Схема разрушения породы при методе минных штолен следующая. Взрывом заряда порода в пределах воронки рыхления дробится и выпучивается; над воронкой рыхления порода растрескивается, встряхивается и под действием силы тяжести оседает, опол-

зает и разделяется по плоскостям образовавшихся трещин на куски. Эти куски будут иметь тем большие размеры, чем крепче порода и чем больше л. н. с. W и расстояние между зарядами a .

Крупные куски («негабарит») вторичным взрыванием с помощью шпуровых и частично наружных зарядов дробят на более мелкие, которые можно грузить экскаваторами.

Линию наименьшего сопротивления принимают в пределах $(0,5 \sim 0,8)H$, где H —высота уступа. Если слоистость или трещиноватость пород отсутствует или выражена одинаково как в горизонтальном, так и в вертикальном направлении, следует брать среднее значение $W = 0,65H$.

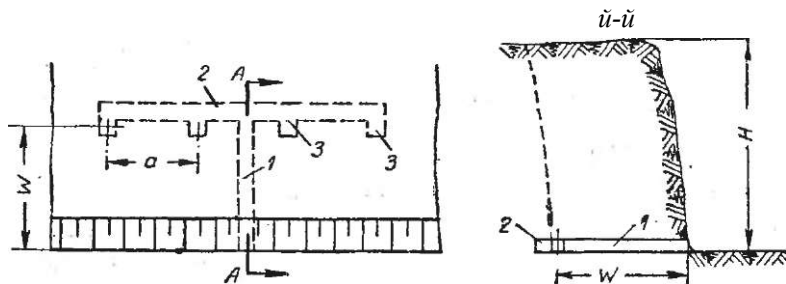


Рис. 47. Схема расположения зарядов пш методе минных штолен

Если преобладает горизонтальное направление слоев или трещин, то значение W следует брать ближе к верхнему пределу ($W = 0,8H$), а если вертикальное направление, параллельное фронту уступа, тогда значение W должно быть ближе к нижнему пределу ($W = 0,5H$). При вертикальном направлении слоев или трещин перпендикулярном фронту уступа, следует брать среднее значение $W = 0,65H$, как и при монолитной породе.

Расстояние между зарядами принимается $a = (0,7-f-1)W$. Если породы не имеют явно выраженной слоистости или трещиноватости, то следует принимать $a = 0,81F$. Такое же значение a должно быть в том случае, когда слоистость или трещиноватость одинакова по параллельному и перпендикулярному фронту уступа направлениям. Если направление слоев или трещин параллельно фронту уступа, то расстояние между зарядами a следует брать равным W или близким к нему, а при направлении слоев или трещин, перпендикулярном фронту уступа, следует принимать $a = (0,65-5-0,7)F$.

Следует иметь в виду, что с увеличением HF и a повышается неравномерность дробления породы и увеличиваются размеры максимальных кусков. Вблизи заряда порода дробится больше, а чем дальше от заряда, тем меньше.

С увеличением высоты уступа значение W берут ближе к нижнему пределу ($W = 0,5Я$). В практике взрывных работ были случаи применения минных штолен в уступах высотой до 60—90 м. Величина W при взрывании в таких уступах принималась не более 30 ж и составляла (0,5ч- 0,33) Я.

При уступах высотой более 30 м иногда в целях более равномерного дробления породы заряды располагают в два ряда. Так, например, при высоте уступа 40 м первый ряд зарядных камер располагают на расстоянии 10—12 м от забоя, а второй — на расстоянии 10—12 м от первого, т. е. на расстоянии 20—24 м от забоя, считая по линии подошвы уступа. Однако чаще применяется однорядное расположение камер.

При указанных выше соотношениях между H , W и a [W — (0,5 -г- 0,8) Я; $a = (0,7 - M) W$], расчет зарядов можно производить по так называемой объемной формуле

$$\bullet Q = qWaH = qV, \quad (66)$$

где q — удельный расход ВВ для зарядов рыхления при методе минных штолен, установленный по данным практики или по нормативным данным, кг/м³ (см. табл. 2 приложения); V — объем породы, взрывааемой одним зарядом, м³.

Результат этого расчета следует рассматривать как ориентировочный, подлежащий уточнению при первых взрывах.

Одновременно по фронту уступа взрывают несколько камер. Из одной штольни проходят 2—4 камеры.

Производство работ. Перед проведением штольни уступ обирают от навесов и непрочно удерживающихся кусков породы, а перед устьем штольни устанавливают предохранительную крепь — галерею длиной около 5 м для предохранения рабочих от ушибов кусками породы.

Шпурь бурят электросверлами или ручными пневматическими молотками. Направление выработок должно задаваться маркшейдером и в процессе их проведения проверяться.

Разлета породы при взрывании зарядов в камерах не бывает. Взрыв дает врубовую широкую щель, а вышележащий массив породы, раскалывается, встряхивается и, опускаясь, рассыпается на куски. Развал породы составляет не более (2 -ь- 2,5) Я.

Расход ВВ на первичный (основной) взрыв при данном методе невелик, но вследствие большой кусковатости расход ВВ на вторичное взрывание (дробление крупных кусков) достигает величины расхода на основной взрыв.

Наиболее рациональные условия для применения этого метода — высокий забой (более 20 м) и такая структура породы, которая способствует раскалыванию ее на куски, не превышающие емкости ковша экскаватора. Однако такая благоприятная структура пород встречается редко. Поэтому в крупных механизированных карьерах предпочитают применять метод скважин, при котором порода дробится более равномерно и более мелко, чем при методе Минных штолен.

§ 37. Расчет зарядов рыхления и производство взрывных работ при методе скважин

Метод расчета величины зарядов и расположение скважин. Метод скважин применяется в забоях высотой более 5—7 м; наиболее целесообразно применять его в забоях высотой от 10 до 20 м и более в зависимости от типа экскаватора.

Сущность метода заключается в следующем (рис. 48). В уступе 1, подлежащем взрыванию, бурят скважины 2 для размещения зарядов. Скважины могут быть вертикальные, наклонные и горизонтальные. Диаметр скважин от 75 до 310 мм. Чем крепче



Рис. 48. Схема расположения скважин в уступе

порода и выше уступ, тем большего диаметра применяют скважины: в слабых породах диаметром 100—150 мм, в более крепких (известняк, гранит, железные руды) диаметром 200 мм и более. Но надо помнить, что чем больше диаметр скважин при прочих равных условиях, тем крупнее кусковатость отбитой породы.

Для бурения скважин в породах с коэффициентом крепости $f < 4$ применяют станки вращательного бурения; в более крепких породах — станки канатно-ударного, шарошечного и огневого бурения. При канатно-ударном бурении фактический диаметр скважины получается на 5—20% больше нормального (вследствие разработки стенок скважины при движении долота).

Скважины располагают в один или в несколько рядов (до 10), параллельно фронту забоя. Заряжают их обычно порошкообразным ВВ.

Взрывают одновременно несколько десятков скважин по фронту длиной 100—300 м, чтобы обеспечить бесперебойную работу экскаватора в течение длительного времени.

При взрывании скважинами вследствие меньшей величины f и a , чем при камерных зарядах, получается более равномерное дробление породы и меньший выход негабарита. Благодаря этому метод скважины имеет очень широкое распространение в крупных механизированных карьерах. Выход негабарита (при экскаваторах с ковшем емкостью 3 ж³) обычно не превышает 5—10% объема взорванной массы.

Для хорошего дробления породы на уровне подошвы забоя и предупреждения образования порогов (выступов неразрушенной или полуразрушенной породы, не поддающейся уборке экскаватором) скважины бурят глубже подошвы забоя.

Часть скважины, находящаяся ниже подошвы забоя, называется перебуром. Длина перебура зависит от крепости породы и величины W и принимается в пределах $(0,2 - 0,4) W$, где W — расчетная линия сопротивления, т. е. расстояние от оси скважины до обнаженной поверхности на уровне подошвы забоя.

Если на уровне подошвы залегает слой более слабой, легко разрушающейся породы, перебур можно не делать. Перебур не допускается в том случае, когда в подошве забоя залегает пустая порода, которая может загрязнить добываемое полезное ископаемое.

В табл. 13 приведены соотношения между параметрами скважин W , очи S при мгновенном взрывании зарядов скважин. Значения a выражены через W , значения W выражены через S — площадь, приходящуюся на одну скважину, считая на уровне подошвы забоя ($S = aW$).

При короткозамедленном взрывании зарядов следует принимать $a = W$ при монолитной породе и в соответствующей пропорции изменить соотношение между a и W при иной структуре породы.

Таблица 13

Структура породы	W	a	$m = \frac{a}{w}$
Монолитная. Слоистая или трещиноватая с горизонтальным направлением. Направление слоистости или трещиноватости неясно выражено . .	uVs	$>w$	0,8
Вертикальная слоистость или трещиноватость, параллельная фронту забоя	$tsVs$		>1
Вертикальная слоистость или трещиноватость, перпендикулярная фронту забоя.	$>i,3Vs$		

Значение m может быть вычислено по формуле, получаемой следующим образом. Масса заряда скважины Q в зависимости от расхода ВВ на 1 ж^3 породы и объема взрывающей породы $V = WaH = SH$ равна

$$Q = qSH, \quad (67)$$

где q — расход ВВ на 1 м^3 взрывающей породы в массиве, $\text{кг}/\text{м}^3$.

Масса заряда скважины в зависимости от длины заряда l_3 и массы 1 м заряда равна

$$Q = T'l_3, \quad (68)$$

где T — масса 1 м заряда скважины, $\text{кг}/\text{м}$.

Левые части уравнений (67) и (68) равны, следовательно,

$$qSH = m'l_3,$$

откуда

$$S = \frac{137}{Hq}$$

или

$$S = kL, \quad (69)$$

где k — коэффициент, который по данным практики равен 0,6 при небольших уступах (около 10 ж) и 0,7 при высоких уступах (около 20 м),

Масса 1 ж заряда скважины определяется по формуле

$$I = \frac{UL_{\text{ж}}}{D_{\text{В}}}, \quad (70)$$

где D — диаметр скважины, ж;

$D_{\text{В}}$ — плотность заряжания ($\text{кг}/\text{м}^3$), при порошкообразном аммоните принимается равной 900—950 $\text{кг}/\text{м}^3$ и при патронированном 700—800 $\text{кг}/\text{м}^3$.

Величину q , входящую в формулу (69), можно принимать согласно табл. 4 приложения.

Обозначив отношение λ — т, будем иметь

$$\lambda = aW = mW^2. \quad (71)$$

Решая совместно уравнения (69) и (71) получим

$$W = V \sqrt[k]{\lambda m}. \quad (72)$$

Порядок расчета зарядов скважин рекомендуется следующий. Выбрав диаметр скважины, тип ВВ и способ взрывания, устанавливают значение m по табл. 13 и q по табл. 4 приложения. Если работоспособность принятого ВВ не равна 300 см^3 , то делают пересчет величины q , пользуясь формулой (64) или (64, а).

По формулам (70), (71) и (72) определяют величины j , W , a и S .

Пользуясь формулой (67), определяют массу заряда скважины Q , а затем вычисляют длину заряда I по формуле

$$A = T - \quad (73)$$

Затем устанавливают:
длину перебура

$$= (0,2 - \gamma - 0,4) IF; \quad (74)$$

длину скважины

$$L = H + l_n; \quad (75)$$

длину забойки

$$l_{\text{заб}} = L - l_3. \quad (76)$$

Если вычисленная по формуле (76) длина забойки окажется меньше 0,81F, то надо уменьшить значение W или a , чтобы умень-

шился объем взрывающей породы и заряд скважины, иначе взрыв верхней части заряда скважины будет вызывать большой разлет породы. Уменьшить длину заряда можно и другим способом — путем простреливания образовать в нижней части скважины котел; благодаря этому емкость скважины увеличится и уровень заряда ВВ понизится.

Если длина забойки будет более $1,2W$, надо увеличить длину заряда, так как в противном случае верхняя часть уступа будет плохо раздроблена. Увеличить длину заряда в скважине можно двумя способами: принять большее значение W или a , в связи с чем увеличится объем взрывающей породы и величина заряда, или применить рассредоточенный заряд, т. е. разделить его на 2—4 части, предусмотрев между отдельными частями инертные (воздушные) прослойки длиной от 1 до 2 м.

Работами Н. В. Мельникова и Л. Н. Марченко доказано значительное преимущество воздушных прослоек перед прослойками из твердых инертных материалов (песок, измельченная порода и т.п.)

При воздушных прослойках энергия ВВ не расходуется на переизмельчение твердых материалов прослойки, а передается эластичной воздушной прослойке и используется для дробления породы в промежутке между отдельными частями заряда. В связи с этим улучшается дробление породы по всему забою.

Институт горного дела им. А. А. Скочинского (ИГД) рекомендует рассредоточивать заряд на 2—3 части при высоте уступа до 20 м. Масса нижней части заряда должна составлять 60—70% массы всего заряда (60% при более крепких породах, 70% — при менее крепких). Остальное количество ВВ размещается в верхних (или в верхней) частях заряда, выше воздушных прослоек. Длина воздушных прослоек должна составлять 17—35% общей длины заряда (нижний предел относится к более крепким породам); при этом длина забойки принимается на 20—30% меньше рекомендованной выше, т. е. забойка должна составлять $(0,5-0,65)W$ вместо $0,8W$. Такое сокращение длины забойки не опасно (в смысле разброса породы) ввиду небольшой величины верхней части заряда. Длина отдельной воздушной прослойки должна быть не менее 1 м.

Заряжание с воздушными прослойками рекомендуется как при однорядном взрывании скважин, так и при многорядном. Заряды с воздушными прослойками рассчитывают как сплошные. Рассчитанные массу и длину заряда распределяют на 2—4 части, в соответствии с приведенными рекомендациями. Заряды скважин рекомендуется делать комбинированные — нижнюю часть скважины заряжать более мощным ВВ (аммонит № 6ЖВ, аммонит В-3, аммонал), а верхнюю — игданитом (динамоном с жидким горючим компонентом, гранулитом и др.). При наличии притока воды в скважину нижнюю часть ее целесообразно заряжать гранулированным алюмотолом или гранулированным тротилом в смеси с ам-

миачной селитрой. Поверх зарядов гранулитов и зерногранулитов для безотказного их инициирования надо помещать небольшое количество (10 кг) хорошо измельченного аммонита № 6ЖВ в качестве промежуточного детонатора.

Для инициирования рассредоточенных зарядов применяют отрезки детонирующего шнура, который пропускают через всю скважину. Для надежности взрывания заряда в скважине обычно прокладывают два отрезка ДШ. Инициирование их осуществляют электродетонатором, прикрепленным к ним сверху над устьем скважины, или от магистральной линии детонирующего шнура, проложенного вдоль скважин.

Длину воздушной прослойки фиксируют деревянной рейкой соответствующей длины с поперечной планкой на нижнем конце и фанерным диском (или деревянной крестовиной, обмотанной плотной бумагой) на верхнем конце. Поперечная планка опирается на нижний заряд, а диск служит опорой для верхнего заряда.

При короткозамедленном взрывании очень выгодно применять многорядное расположение и взрывание скважин (см. рис. 23, в и 41).

Расстояние между рядами скважины W^r принимают равным расчетной величине W для первого ряда скважин. Расстояние между скважинами в ряду принимают $a = 0,8W$, если весь ряд скважин взрывается с одним замедлением. Если соседние скважины одного ряда взрываются с различными замедлениями, тогда принимают $a = W$. Соотношение это надо уточнять в соответствии со структурой породы (см. табл. 13),

Применение многорядного короткозамедленного взрывания скважин в карьерах ЮГОК (Южный горнообогатительный комбинат Криворожского железорудного бассейна) способствовало значительному улучшению технико-экономических показателей работы карьеров: выход негабарита снизился до 1%, повысилась производительность экскаватора и снизились простои рабочих и оборудования, вызывавшиеся частыми взрываниями небольшого количества скважин. Интервалы замедлений принимали от 25 мсек (при $f = 16$ - 20) до 50 мсек (при $f = 8$ - 13).

Пример. Рассчитать расположение и количество скважин, величину зарядов, объем взорванной породы и расход ВВ и СВ на 1 м^3 при следующих условиях (рис. 49): высота уступа $Я = 20 \text{ м}$; длина фронта забоя 150 м ; порода — известняк коэффициентом крепости $f = 8$ по шкале проф. М. М. Протодяконова; номинальный диаметр скважин 200 мм , фактический 220 мм ; скважины сухие; в качестве ВВ принят гранулит С работоспособностью 340 см^3 .

1. По табл. 4 приложения определяем удельный расход ВВ на 1 м^3 породы XI—XII категории

$$\rho = 0,425^{300} = 0,375 \text{ кг/м}^3.$$

2. Вычисляем массу 1 м заряда скважин

$$t = \sim D^2 A^3 = \wedge 0,22^2 \cdot 850 = 32,5 \text{ кг/м}.$$

4. Определяем значения
- a
- и
- W^7
- пользуясь табл. 13

$$W = 1,1 \sqrt{S} = 1,1 / \sqrt{61} = 8,6 \text{ м};$$

$$a = 0,8\pi W = 0,8 \cdot 8,6 = 6,9 \text{ м}.$$

5. Определяем объем породы, взрывааемой одной скважиной,

$$V = WaH = 8,6 \cdot 6,9 \cdot 20 = 1190 \text{ м}^3.$$

6. Вычисляем массу заряда скважины

$$Q = qV = 0,375 \cdot 1190 = 445 \text{ кг}.$$

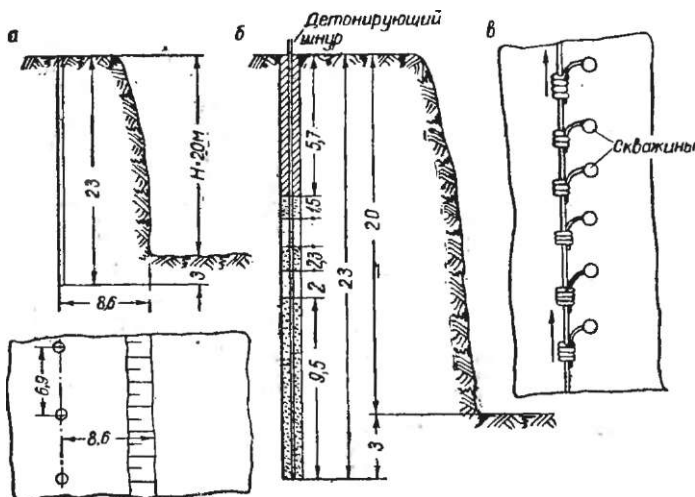


Рис. 49. Схемы к расчету скважинных зарядов:

а — вертикальный разрез уступа; б — схема расположения заряда в скважине; в — схема дублированной взрывной сети ДШ

7. Определяем длину заряда скважины

$$l_3 = \frac{Q}{\gamma} = \frac{445}{33} = 13,3 \text{ м}.$$

8. Определяем длину перебура и глубину онважины

$$l_{II} = 0,35N_0 = 0,35 \cdot 8,6 = 3 \text{ м}.$$

$$L = H + l_{II} = 20 + 3 = 23 \text{ м}.$$

9. Вычисляем длину забойки

$$l_{заб} = L - l_3 = 23 - 13,3 = 9,7 \text{ м}.$$

Длина забойки достаточна, она составляет 1,1 W. Если герц данной длине забойки будет большой выход негабарита, следует рассредоточить заряд, применив две воздушные прослойки, в соответствии с рекомендациями ИГД им. А. А. Скочинского. Примем нижний заряд высотой 9,5 м (320 кг, или 72% общей массы ВВ), второй заряд — 2,3 м (75 кг) и третий — 1,5 м (50 кг). Воздушные прослойки между зарядами примем длиной по 2 м (см. рис. 49). Для забойки останется 5,7 м, или 0,67 W. Этого достаточно, учитывая, что верхний заряд небольшой.

10. Общее количество скважин будет

$$= 6,9 \sim 7$$

11. Определяем расход средств взрывания на одну скважину.

Для рассредоточенных зарядов® удобнее применить взрывание детонирующим шнуром. В каждую скважину вводятся две линии ДШ, концы их, выходящие на 0,5—1 м из скважины, присоединяются к двум магистральным линиям ДШ, которые прокладываются вдоль устьев скважин. Расход детонирующего шнура на одну скважину, принимая 10% на сработки и прогибы, будет равен

$$L_{\text{дш}} = 1,1 \cdot 2(a-l-1) \sim 2,2 (6,9 + 23 + 1) = 68 \text{ м.}$$

12. Определяем расход ДШ на 1 м³ взорванной породы

$$\frac{L_{\text{дш}}}{V} = \frac{68}{100} = 0,68 \text{ м/м}^3$$

13. Длина скважин на 1 м³ породы составит

$$l_6 = \sqrt[3]{\frac{V}{\rho}} = 0,0193 \text{ м/м}^3$$

14. Вычисляем стоимость буровзрывных работ на 100 м³ взорванной породы (табл. 14).

Таблица 14

Стагья затрат	Единица измерения	Количество на 100 м ³ породы	Стоимость на единицу измерения, руб.	Сумма, руб.
Бурение скважин канатно-ударными станками	м	1,93	2,40*	4,632
Гранулит С	кг	37,5	0,080	3,000
Детонирующий шнур	м	5,7	0,0878	0,501
Заработная плата:				
взрывники	чел-день	1-100 8.1190-0,0105	4,80**	0,051
подсобные рабочие. . .	У>	8.1190-0,0105	2,80	0,030
Итого. . .				8,267
Неучтенные расходы 20%*** .				1,653
Всего на 100 м ³ породы				9,920

* Сюда входит заработная плата бурильщиков, стоимость энергии, материалов и амортизация (по данным практики).

** На одного взрывника и подсобного рабочего 8 скважин.

*** Сюда входит также разница в стоимости гранулита и аммонита, примененного для промежуточных детонаторов.

Особенности расчета зарядов при наклонных и вертикальных скважинах в уступах с малым углом откоса. В породах крепких и монолитных забой уступа имеет почти вертикальное положение: нижняя часть его до 7г—% высоты уступа вертикальна и только

верхняя часть вследствие заколов имеет откос. Угол откоса уступа при крепких и монолитных породах $\alpha \ll 80^\circ$.

В породах некрепких, а также в крепких, но сильно трещиноватых угол α снижается до 60° .

Для взрывания таких уступов целесообразно бурить наклонные скважины, параллельные линии откоса (рис. 50, а). При наклонных скважинах расчет параметров расположения скважин и расчет зарядов производятся по вышеизложенному методу с внесением следующих поправок: расчетная линия сопротивления W берется от

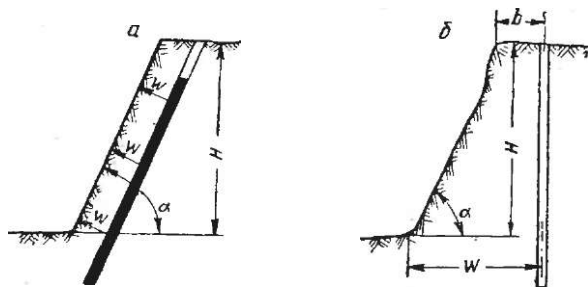


Рис. 50. Расположение скважин в уступе с малым углом откоса

нижней бровки по направлению, перпендикулярному скважине (она меньше горизонтальной л. н. с. на уровне подошвы — $W_{гор} = \frac{W}{\sin \alpha}$). Объем взрываваемой породы определяется по формуле

$$V = \frac{W a}{\sin \alpha} \cdot D \cdot \dots \quad (77)$$

где a — расстояние между скважинами,

Если в уступах с малым углом откоса применяют вертикальные скважины (рис. 50, б), то значение расчетной линии сопротивления $W_{гор}$ определяют по формуле

$$W_{гор} = b + t \cdot \text{ctg} \alpha,$$

где b — расстояние от верхней бровки уступа до скважины, которое в целях безопасности буровых работ принимается равным 3 м;

H — высота уступа, м;

α — угол откоса уступа.

Расчетная линия сопротивления (р. л. с.) в этом случае получается весьма большой, поэтому, чтобы заряды скважин могли преодолеть сопротивление пород отрыву, их сближают до величины $a = (0,3 \text{ ч } 0,6) W$. Однако при таком сближении равномерность дробления породы значительно ухудшается. При желании сохранить нормальный коэффициент сближения ($\tau = 0,8$) надо класть в скважину заряды с весьма жидким ураном. Подлинным случаем

простреливания образуют котел. Величина прострелочного заряда зависит от крепости породы и необходимого объема котла. Прострелочный заряд берется длиной не более 2 м. Если однократное простреливание не создает необходимого объема котла, то делают 2—3 последовательных простреливания (удваивая или утраивая массу каждого последующего заряда). Прострелочный заряд взрывают электродетонаторами или детонирующим шнуром. Над зарядом помещают забойку из мелкого щебня длиной 2—4 м. После простреливания скважину очищают от разрыхленной породы желонкой бурового станка или легкой ручной желонкой.

В уступах с малым углом откоса предпочтительно применять наклонные скважины, они дают значительные технические и экономические выгоды.

Н. У. Турута и А. Т. Галимулин в результате экспериментов с применением вертикальных и наклонных скважин, проведенных на Первоуральском железорудном карьере, делают вывод, что при наклонных скважинах стоимость экскавации и буровзрывных работ на 1 г горной массы ниже, чем при вертикальных скважинах, на 26% (табл. 15). Карьер разрабатывал крепкие ($f = 8 \cdot 12$), но сильно трещиноватые изверженные породы, что способствовало выходу негабарита размером до 4—5 м. Вертикальные скважины (диаметр 200—215 мм) бурили станками канатно-ударного бурения БУ-2; наклонные скважины (диаметр 100—110 мм) — станками БМП-110 с погружным перфоратором,

Таблица 15
Скважины

Показатели	вертикаль- ные	наклон- ные
Высота уступа, м	10—12	10—12
Диаметр скважин, мм	200—215	100—110
Производительность бурения, м/смену	10,7	25,0
Выход горной массы на 1 м скважины, м ³	32,8	12,2
Производительность по подготовленной горной массе, м ³ /смену:		
на буровой станок	351	305
на бурового рабочего	175,5	305,0
Стоимость бурения 1 м скважины, руб.	3,553	0,975
Стоимость буровзрывных работ (первичного и вторичного взрывания), руб/кг	0,097	0,073
Стоимость экскаваторных работ, руб/кг	0,070	0,060
Суммарная стоимость буровзрывных и экскаваторных работ, руб/м	0,167'	0,133

Производство работ при взрывании скважин. После бурения скважины замеряют a , W и глубину каждой скважины L и уточняют величину заряда. Перед заряданием на каждую скважину составляют эскиз со схемой расположения в ней заряда, с указанием массы и длины отдельных его частей, прослоек и забойки. Забоечный материал должен быть доставлен к скважинам заблаговременно-

Перед началом заряжания все механизмы и машины (буровые станки, экскаваторы и т. д.) должны быть перемещены на безопасное расстояние. Железнодорожные пути перед взрываемым забоем должны быть сняты на площади предполагаемого развала породы.. Ширина развала составляет $(1,5ч-2,5)H$, считая от линии скважин.

При заряжании порошкообразными ВВ в скважину опускают две линии детонирующего шнура, после чего засыпают ВВ. После засыпки каждой очередной порции ВВ (30—40 кг) в скважину опускают мерный шнур с подвязанным свинцовым или бронзовым грузиком и проверяют высоту заряда.

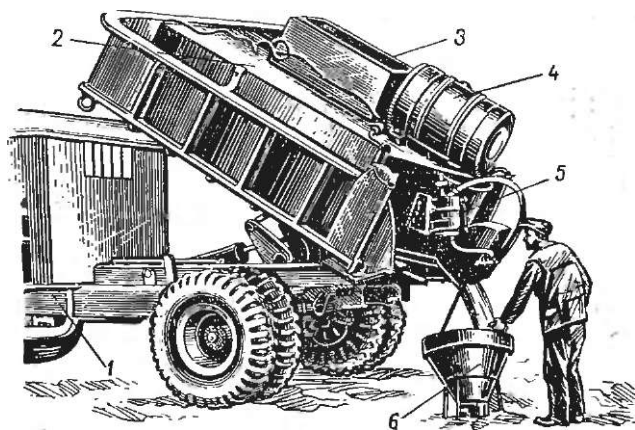


Рис. 51. Механизированная зарядка скважин игданитом:

1 — автосамосвал МА3-205; 2 — бункер для селитры; 3 — приемный люк бункера; 4 — бак для солярового масла; В — дозирующий бачок для масла; 5 — дозирочная смешительная воронка (в ней дозируется и смешивается с маслом селитра)

По окончании заряжания производят забойку, засыпая скважину инертным материалом. Во время заряжания и забойки надо следить, чтобы не были повреждены линии ДШ.

При заряжании скважин игданитом процесс смешивания селитры с минеральным маслом производится на забое. Процесс этот целесообразно механизировать, как это было сделано на Караубских известковых карьерах, где механизация приготовления игданита и загрузки его в скважины (рис. 51) позволила втрое сократить время заряжания скважин и трудоемкость работ.

По окончании заряжания вдоль устьев скважин прокладывают ДШ. Две линии ДШ и к ним привязывают отрезки шнура, выходящие из скважин. Магистральные линии взрывают с помощью двух электродетонаторов или двух зажигательных трубок.

Перед взрывом все люди удаляются за пределы опасной зоны (не менее 200 м) и укрываются в блиндажах или иных местах, за-

щищающих от ударов осколками породы. На границе опасной зоны выставляют красные флажки, а на дорогах — пикеты. При взрывании скважинных, котловых и камерных зарядов, когда на зарядание затрачивается много времени, вывод из опасной зоны людей, не связанных с заряданием, разрешается перед началом укладки боевиков в заряды.

Перед началом заряжания или перед укладкой боевиков подается первый — предупредительный сигнал (колокол, сирена, труба). Когда лицо, ответственное за взрывные работы, убедится, что рабочие из опасной зоны удалились в укрытие и выставлена охрана, подают второй сигнал — боевой (обычно взрыв двух патронов по 100 г с интервалом 2 мин). После боевого сигнала взрывают заряды скважин. Через 15 мин после взрыва взрывники приходят в забой для осмотра. Если все заряды взорвались, дается третий сигнал — отбой.

Начальник участка или дежурный техник прежде всего принимает меры к приведению забоя в безопасное состояние — к оборке забоя от нависших, грозящих падением кусков породы. Допуск рабочих к месту взрыва разрешается лицом технадзора или мастером-взрывником после того, как установлено, что работа в месте произведенного взрыва безопасна.

§ 38. Шпуровой метод и дробление негабарита

Шпуровой метод взрывания имеет две разновидности: взрывание обычными шпурами и взрывание котловыми шпурами, которые применяются в тех случаях, когда невозможно применить метод скважин.

Обычно шпуры применяют при незначительной высоте уступов—до 3—5 м при селективной разработке месторождения, когда мощность отдельных пластов незначительна. Шпуры бурят диаметром до 75 мм, а чаще 30—50 мм.

Линию наименьшего сопротивления принимают в зависимости от высоты уступа и крепости породы в пределах: $W = (0,4n - 0,8) Я$ (меньший предел коэффициентов относится к высоким уступам и крепким породам). Так, например, в крепких породах при высоте уступа от 1 до 3 м W принимают от 0,7 до 1 ж, а в слабых породах—от 0,9 до 1,5 м. Расстояние между шпурами принимают $a = (1 \quad 1,4) W$, перебур шпуров 0,1—0,3 м.

Дробление породы при шпуровом методе получается мельче и более равномерно, чем при методе скважин, благодаря более частому расположению зарядов. Размер кусков породы не превышает 35—45 см. Расход ВВ при шпуровом методе выше, чем при методе скважин. Стоимость работ на 1 м³ породы при шпуровом методе более высокая, чем при методе скважин. При котловых шпурах она занимает промежуточное положение.

При расчете величины шпуровых зарядов можно пользоваться теми же формулами, что и при расчете зарядов скважин. Удель-

ный расход ВВ ($кг/м^3$) можно определять по нормативам Союзвзрывпрома см. табл. 4 приложения, а также вычислять по формуле (81). Шпуры заполняют ВВ обычно на $\frac{2}{3}$ их длины, остальная часть заполняется забоечным материалом.

Шпуровой метод, кроме того, применяется для дробления негабарита при взрывании скважинами и минными штольнями. Размеры габаритных кусков зависят от размеров ковша экскаватора и от размеров приемного отверстия дробилки (если взорванная порода пропускается через дробилки). Максимальный размер габаритных кусков не должен превышать $0,81^E$, где E — емкость ковша экскаватора, $м^3$. Куски, имеющие больший размер, относятся к негабариту.

В кусках негабарита бурят один или несколько шпуров, в зависимости от их размеров. Глубина шпура не превышает $\frac{2}{3}$ толщины негабарита. Шпур заряжают на 0,3—0,5 его длины, остальная часть заполняется забоечным материалом. Расход ВВ на $1 м^3$ породы при взрывании шпуров в негабарите приблизительно в пять раз меньше, чем при взрывании шпуров в массиве породы. Взрывание шпуров производят как огневым, так и электрическим способами.

Для дробления негабарита, часто применяют наружные заряды. При таком способе расход ВВ в 5—8 раз больше, чем при шпуровом, но зато отпадает необходимость в бурении шпуров. Наружный заряд помещают на глыбу с той стороны, где толщина ее меньше. Желательно использовать для размещения заряда естественные углубления. Поверх заряда насыпают толстый слой (не менее высоты заряда) забоечного материала. Наружные заряды можно взрывать огневым и электрическим способом. При огневом взрывании наружных зарядов последовательность взрывания их должна быть такой, чтобы ранее взрывающиеся заряды не могли разбросать заряды, которые взрываются позже.

Если наружный заряд приходится помещать с узкой стороны камня, то целесообразно применять кумулятивные заряды.

Котловые шпуры применяют в уступах высотой $H = 4$ ч $10 м$. Линию наименьшего сопротивления принимают равной $W = 0,8H$, расстояние между шпурами $a = (1ч-1,1) W$, перебур $\frac{1}{n} = 0,1 JF$.

Заряды котловых шпуров можно рассчитывать таким же методом, как и заряды минных штолен, так как в обоих случаях заряды сосредоточены и расположены на уровне подошвы. Можно, также, применять в этом случае объемную формулу ($Q = qV$), тогда значение q берется по нормативам Союзвзрывпрома (см. табл. 4 приложения).

В уступах высотой 6 м при породах X—XVI категорий крепости для образования котла, способного вместить основной заряд, делают 2—3 прострела. После каждого прострела шпур продувают сжатым воздухом, чтобы очистить его от измельченной породы. Последующее заряжание производят не ранее чем через 15 мин после взрыва, чтобы стенки шпура успели охладиться. При раз-

мещении основного заряда в котловых шпурах заряжают не только котел, но и цилиндрическую часть шпура на $\frac{2}{3}$ его длины. Нередко делают небольшой котел еще и посередине шпура, чтобы лучше раздробить породу верхней половины уступа. Котловые шпуры взрывают электродетонаторами или детонирующим шнуром.

Глава IX

РАСЧЕТ ЗАРЯДОВ И ПРОИЗВОДСТВО ВЗРЫВНЫХ РАБОТ ПРИ ПОДЗЕМНЫХ ГОРНЫХ РАБОТАХ

§ 39. Расположение шпуров и расчет зарядов для забоев с одной обнаженной поверхностью

Основные принципы расположения шпуров. При проведении выработок в однородных породах (квершлаг, ствол шахты и т. п.) забои имеют преимущественно одну обнаженную поверхность. Для размещения зарядов в породе бурят шпуры, направленные пер-

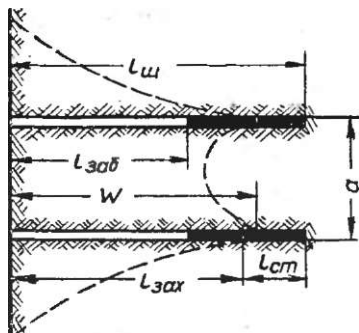


Рис. 52. Схема действия шпуровых зарядов, перпендикулярных обнаженной поверхности:

'заб — длина забойки; а — расстояние между шпурами; W — расстояние от центра заряда до обнаженной поверхности

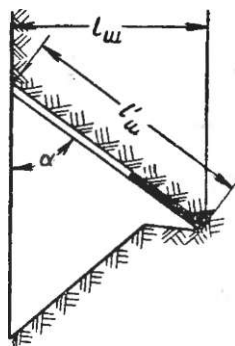


Рис. 53. Схема действия шпурового заряда, расположенного под углом $\alpha < 90^\circ$ к обнаженной поверхности

пендикулярно или наклонно плоскости забоя. Длина заряда занимает от $\frac{1}{3}$ до $\frac{2}{3}$, реже $\frac{1}{2}$ длины шпура. Шпуровой заряд, особенно если направление л. н. с. совпадает с осью шпура (рис. 52), разрушает породу лишь в ближней его части. Донная часть шпура остается в неразрушенной породе в виде, так называемого, стакана. При совместном действии близко расположенных шпуровых зарядов длина стакана $L_{ст}$ будет меньшая, чем при взрыве одиночного заряда; она зависит от крепости породы, расстояния между шпурами, диаметра шпурового заряда и мощности ВВ

Вследствие того, что шпуровые заряды не разрушают породу «а всю глубину шпура, подвигание забоя в результате взрыва, т. е. длина заходки $l_{\text{зах}}$, будет меньше глубины шпура $l_{\text{ш}}$. Глубиной шпура называется длина проекции шпура $l_{\text{ш}}^r$ на ось сыработки (рис. 53), т. е. $l_{\text{ш}}^r = l_{\text{ш}} \sin \alpha$. Отношение длины заходки к глубине шпура $\eta = l_{\text{зах}} / l_{\text{ш}}$ называется коэффициентом использования шпура, или сокращенно к.и.ш.

Коэффициент использования шпуров будет выше, если в забое имеется вторая дополнительная обнаженная поверхность. Вторую обнаженную поверхность можно создать взрывным врубом или механическим (с помощью врубовой или буровой машины).

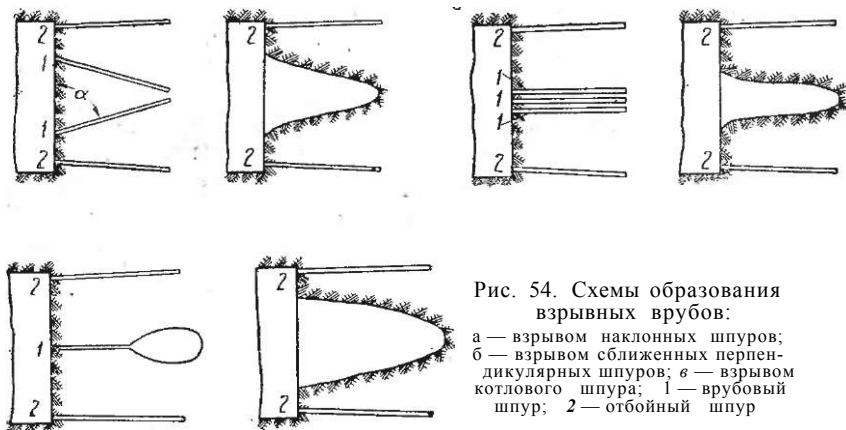


Рис. 54. Схемы образования взрывных врубов:
 а — взрывом наклонных шпуров;
 б — взрывом сближенных перпендикулярных шпуров; в — взрывом котлового шпура; 1 — врубовый шпур; 2 — отбойный шпур

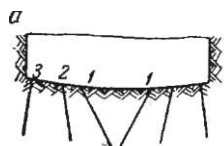
Взрывной вруб может быть образован взрыванием небольшого количества шпуров, пробуренных наклонно (рис. 54, а) или перпендикулярно (рис. 54, б) плоскости забоя, а также взрыванием 1—2 котловых шпуров (рис. 54, в).

Врубы с наклонными шпурами имеют наиболее широкое применение. По форме и расположению врубовой полости они подразделяются на воронкообразные, пирамидальные, клиновые и верные.

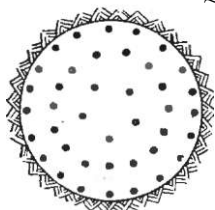
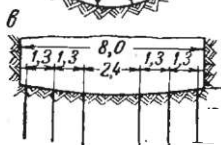
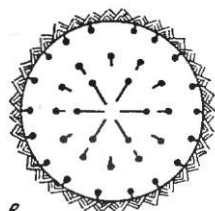
Врубы с перпендикулярными шпурами применяют преимущественно в восстающих и горизонтальных выработках небольшого сечения при маловязких породах различной крепости (в том числе при весьма крепких). Врубы этого типа делятся на щелевые и призматические.

Врубы с котловыми шпурами применяются весьма редко, так как простреливание шпуров (для образования котлов) в подземных выработках сопряжено с большими неудобствами и потерей времени на простреливание шпуров, проветривание выработки и т. п.

Воронкообразный вруб применяется главным образом при проходке вертикальных стволов круглого поперечного сечения в породах различной крепости. Вруб образуется взрыванием 5—8 шпуров, расположенных по окружности и наклонных к оси ствола под углом $\alpha = 60\text{--}80^\circ$ (рис. 55, а). После врубовых шпуров взрывают вспомогательные шпур, которые расширяют воронку вруба, а затем отбойные шпур, оконтуривающие стенки выработки. В зависимости от общего количества шпуров (а оно зависит от диаметра ствола и крепости породы) они могут быть расположены по 3—6 концентрическим окружностям.



ч к



В крепких породах в центе врубовой воронки бурят еще один шпур глубиной 0,7 глубины врубовых шпуров. Его заряд способствует дроблению породы в верхней части воронки и уменьшению высоты выброса породы врубовыми зарядами.

В глинистых сланцах и в песчаниках средней крепости при мощных ВВ (динамит 62%-ный и т. п.) и патронах большого диаметра (45 мм и более) врубовые шпур дают достаточно хороший эффект даже в том случае, если они пробурены под углом $\alpha = 90^\circ$. Вертикальные шпур легче бурить, чем наклонные, поэтому при скоростных проходках предпочитают пробурить 1—2 лишних вертикальных шпур, чем бурить наклонные. На рис. 55, в приведена схема расположения шпуров, примененная при скоростной проходке ствола шахты «Бутовская-Глубокая» по глинистым сланцам.

Пирамидальный вруб является разновидностью воронкообразного. Вруб образуется взрыванием трех-четырех шпуров, расположенных по углам треугольника или прямоугольника и направленных к оси выработки (рис. 55, б). После взрыва четырех врубовых шпуров образуется пирамидальной формы воронка, создающая дополнительную обнаженную поверхность, облегчающую работу взрыва отбойных и оконтуривающих шпуров. При большом сечении выработки, а также в более крепких породах, между врубовыми и оконтуривающими шпурами располагают 1—3 ряда вспомогательных шпуров. Этот вруб применяется

Рис. 55. Схемы воронкообразных и пирамидальных врубов:

а — схема воронкообразного вруба в забое ствола; б—1— схема пирамидального вруба в забое шурфа; в — схема расположения шпуров, примененная в стволе шахты «Бутовская-Глубокая»; 1 — врубовые шпур; 2 — отбойные; 3 — оконтуривающие

шпуров, расположенных по углам треугольника или прямоугольника и направленных к оси выработки (рис. 55, б). После взрыва четырех врубовых шпуров образуется пирамидальной формы воронка, создающая дополнительную обнаженную поверхность, облегчающую работу взрыва отбойных и оконтуривающих шпуров. При большом сечении выработки, а также в более крепких породах, между врубовыми и оконтуривающими шпурами располагают 1—3 ряда вспомогательных шпуров. Этот вруб применяется

довольно часто при проведении стволов и шурфов прямоугольного¹ сечения в породах различной крепости.

Клиновые врубы применяются при проведении выработок в породах различной крепости. Вруб образуют взрыванием 2—4 пар шпуров, наклоненных один к другому. В зависимости от расположения и направления врубовой щели различают горизонтальные и вертикальные клиновые врубы.

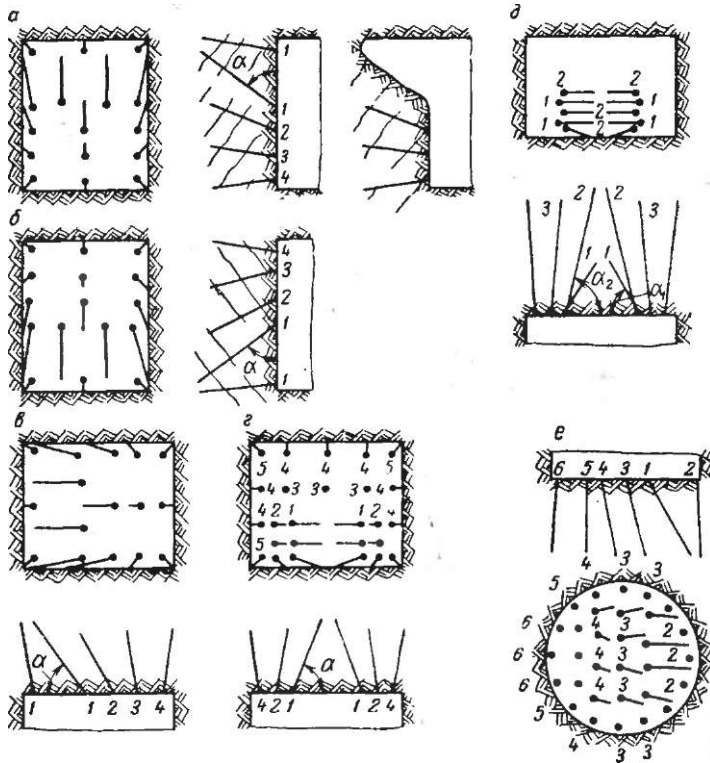


Рис. 56. Схемы клиновых врубов

Горизонтальные клиновые врубы применяют преимущественно в квершлагах: верхний вруб (рис. 56, а) — при падении пород от забоя, а нижний (рис. 56, б) — при падении пород на забой. В сравнительно узких, но высоких выработках применяют иногда центральный горизонтальный вруб, в котором врубовые шпуров располагают посередине забоя.

Вертикальные клиновые врубы применяют при проведении полевых штреков по крутопадающим пластам, камерных выработок и квершлагов. Вертикальный клиновый вруб может быть боковым (рис. 56, в) или центральным (рис. 56, г). Шпуров вруба бурят в более слабых пластах или пачках породы, если таковые есть.

Если один бок выработки идет по отчетливо выраженной плоскости наслоения, то вруб может быть образован, одним рядом врубовых шпуров.

Чем крепче порода, тем меньше должны быть глубина и угол наклона врубовых шпуров к плоскости забоя (угол α), так как глубина врубовых шпуров зависит от величины угла наклона и ширины выработки B (или высоты $Я$).

При горизонтальном клиновом врубе глубина врубовых шпуров должна быть $l_{вр} < y \operatorname{tg} \alpha$, при вертикальном боковом врубе $l_{вр} < 2'' \operatorname{tg} \alpha$, а при центральном $l_{вр} < \operatorname{tg} \alpha$, иначе врубовые шпуровы невозможно будет пробурить — будут мешать стенки выработки. Приведенные здесь формулы справедливы для одинарных клиновых врубов.

В крепких породах следует применять двойные клиновые врубы (рис. 56, д). Шпуров'вспомогательного вруба (внутренние) бурят под углом $50\text{--}60^\circ$, глубина их составляет $0,4\text{--}0,6$ глубины шпуров основного вруба. Шпуровые заряды вспомогательного вруба взрываются в первую очередь и они благодаря небольшой величине l . н. с, и малому значению угла наклона α_1 дают хороший эффект и значительно облегчают работу шпуровых зарядов основного вруба. При наличии вспомогательного вруба шпуров основного вруба можно бурить под углом $\alpha_2 = 60\text{--}70^\circ$ даже в крепких породах, благодаря чему возрастают возможная глубина этих шпуров и длина заходки.

Применение двойного клинового вруба целесообразно и в выработках, проходимых по породам средней и нижесредней крепости, так как при этом можно значительно увеличить глубину врубовых шпуров и длину заходки.

Клиновой вруб применяется так же при проходке вертикальных стволов, пересекающих крутопадающие пласты пород (рис. 56, е).

Выбор формы вруба и его расположения, углов наклона и количества врубовых шпуров зависит не только от крепости и структуры породы, но и от удобства бурения шпуров. Так, в выработках малого сечения, а также при бурении шпуров с применением длинноходовых податчиков следует задавать вспомогательные врубы и увеличивать угол наклона врубовых шпуров или отказываться от клиновых врубов и применять призматические врубы.

В табл. 16 приведены параметры расположения врубовых шпуров при клиновых врубах.

Эта таблица составлена для ВВ с работоспособностью $P = 350\text{--}f\text{--}380 \text{ см}^3$ при диаметре патрона $d = 32 \text{ мм}$. При ином диаметре патронов или работоспособности расстояние между парами врубовых шпуров можно найти по формуле

Коэффициент крепости по шкале проф. М. М. протодьяконова	Расстояние между парами врубовых шпуров, м	Угол наклона α , не более, град	Количество врубовых шпуров, не менее
4—6	0,5—0,4	70—65	4
6—10	0,4—0,3	65—60	6
10—20	0,3—0,2	60—50	8

Вспомогательные и отбойные шпур бурят с большим углом наклона, чем врубовые. Устья оконтуривающих шпуров располагают в зависимости от условий бурения и крепости породы на расстоянии 10—30 см от кровли, боков и почвы выработки. Оконтуривающие шпур имеют уклон в обратную сторону, но концы шпуров не должны выходить за проектные контуры сечения выработки, чтобы не увеличивать его сверх проектных размеров.

Для уменьшения разрушения стенок выработки целесообразно оконтуривающие шпур бурить меньшего диаметра, чем врубовые и другие шпур, и применять менее бризантные ВВ. Одновременно с этим целесообразно количество оконтуривающих шпуров увеличить в 1,5—1,7 раза против расчетного, но заряжать их через один. Свободные шпур будут способствовать получению более гладких стенок выработки. Врубовые шпур, наоборот, целесообразно делать большего диаметра (и большего диаметра применять патроны), особенно в крепких породах.

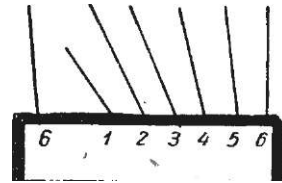


Рис 57. Схема веерного вруба

Коэффициент использования шпуров при воронкообразных и клиновых врубах равен 0,7—0,8 для крепких и весьма крепких пород ($f > 10$) и 0,8—0,9 для пород средней крепости ($f = 6$).

Веерный вруб (рис. 57) осуществляется одним-двумя рядами врубовых шпуров, длина и угол наклона которых постепенно увеличиваются. Этот вруб применяется иногда в угольных забоях подготовительных и нарезных выработок при пластах малой мощности. Шпуровые заряды взрывают электродетонаторами замедленного (в негасовых шахтах) или короткозамедленного действия (в гасовых шахтах) в порядке нумерации, указанной на рисунке.

Щелевой вруб образуется взрыванием нескольких параллельных шпуров, расположенных в 1—2 ряда, пробуренных перпендикулярно плоскости забоя (рис. 58, а). Шпур заряжают через один. Незаряженные шпур создают дополнительные обнаженные поверхности, облегчающие работу соседним заряженным шпурам. При очень крепких породах расстояние между шпурами не должно превышать диаметра свободного шпура (в сторону которого дей-

ствуется взрыв), а при слабых — может быть не более двух-трех диаметров. Щелевой вруб применяется в породах средней крепости при проведении выработок преимущественно небольшого сечения, где применение врубов с наклонными шпурами невозможно или неэффективно.

Призматический вруб применяется в породах средней крепости и выше в выработках малого и среднего сечения ($4-8\text{ м}^2$). Призматический вруб (рис. 58, б), как и щелевой, образуется взрыванием 5—6 сближенных параллельных шпуров, располагаемых обычно в центре забоя. Коэффициент заполнения шпуров взрывчатым веществом составляет 0,7—0,8. Патрон боевик помещают вторым от дна шпура.

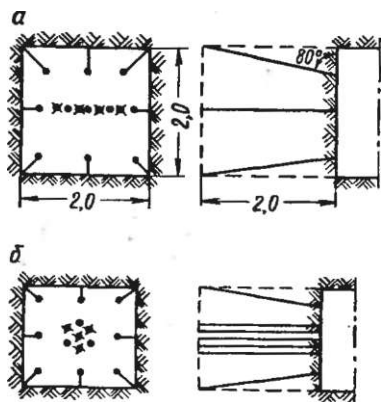


Рис. 58. Схема врубов с перпендикулярными шпурами:

а — щелевой вруб (из семи врубовых шпуров четыре заряжены, а три свободны); б — призматический вруб (из семи врубовых шпуров три заряжены,

хорошие результаты дает призматический вруб с незаряженной скважиной при поочередном взрывании врубовых шпуров. Скважину диаметром 80—100 мм бурят приблизительно в центре забоя. Вокруг нее бурят на разных расстояниях 3—4 врубовых шпура нормального диаметра. Расстояние между скважиной и врубовыми шпурами зависит от диаметра скважины, крепости породы и качества ВВ. При аммоните работоспособностью опп 300 см³ и коэффициенте крепости породы $f = 8-12$ расстояние от

скважины до шпура I принимается 10 см, до шпура II — 15 см, до шпура III — 20—30 см, до шпура IV — 30—40 см. Шпуровые заряды взрывают поочередно огневым или электрическим (ЭДЗД) способом.

При призматических врубах длина шпуров почти не ограничивается поперечными размерами выработки; можно бурить шпуры длиной в 1,5 раза больше ширины или высоты выработки и получать при этом к. и. ш. 0,9—1. Недостатком вруба со свободной скважиной является трудность бурения скважины в крепких породах. В таких породах скважину может заменить простреленный шпур, но количество шпуров и расход ВВ при этом возрастают.

Призматические и щелевые врубы целесообразно применять при проведении горизонтальных и восстающих выработок в породах не очень вязких.

В шахтах, опасных по газу и пыли, щелевые и призматические врубы применять можно лишь при соблюдении требуемых Правилами безопасности расстояний от заряда до свободной поверхности и длины забойки.

Комбинированные врубы применяют в крепких породах при удлиненных заходках. К таким врубам можно отнести двойные и тройные клиновые врубы, комбинацию клиновых и веерных врубов и т. п. На рис. 59 показана схема расположения шпуров при комбинированном тройном клиновом (в горизонтальной проекции) и веерном (в вертикальной проекции) врубах.

Ярусное взрывание зарядов в шпурах. Способ ярусного взрывания зарядов по методу И. И. Пазенко был применен при проведении выработки сечением $2,25 \text{ м}^2$ по руде средней крепости. В забое параллельно оси выработки пробуривали 8 шпуров длиной по 3 м (рис. 60). В каждый шпур помещали по три самостоятельных заряда.

Длина отдельного заряда составляла 0,7 м, а длина забойки 0,3 м. Патрон-боевик располагали посередине заряда. Взрывание производилось огневым способом. Длина зажигаемых трубок принималась одинаковой во всех зарядах — по 3 м. Шнуры поджигали в такой последовательности: вначале шнуры зарядов первого яруса четырех внутренних шпуров, затем шнуры первого яруса четырех наружных шпуров, вслед за ними шнуры второго яруса внутренних шпуров, шнуры второго яруса наружных шпуров и т. д. После взрыва зарядов первого яруса внутренних (врубных) шпуров получался вруб глубиной 1 м, а после взрыва зарядов первого яруса наружных (отбойных) шпуров забой перемещался на 1 ж и т. д.

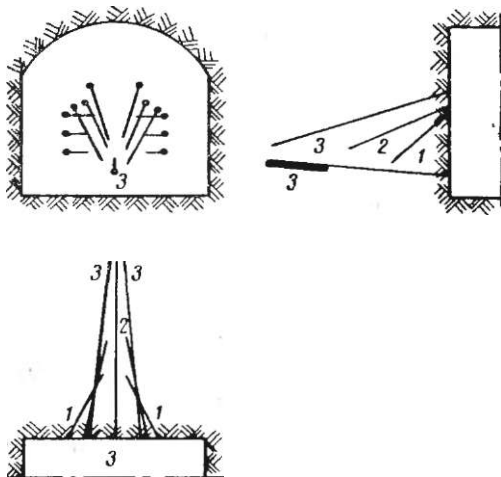


Рис. 59. Схема расположения шпуров комбинированного вруба

Благодаря ярусному расположению зарядов величина зажима взрывающей породы при шпурах глубиной 3 м была такой же, как и при шпурах глубиной 1 м, а к. и. ш. — выше. Применение способа И. И. Пазенко целесообразно в восстающих выработках. В горизонтальных выработках более двух ярусов делать нельзя, а патрон-боевики надо помещать в дальних концах зарядов, чтобы взрывная волна была направлена к устью шпура и способствовала отбросу породы от забоя.

Метод ярусного взрывания несомненно получит значительное применение при скоростном проведении выработок, в том числе стволов шахт, с использованием буровых установок для комплектного бурения глубоких шпуров и скважин. Для этого метода необходимы надежные электродетонаторы короткозамедленного дей-

ствия с малым разбросом времени срабатывания и с большим количеством серий замедления.

Длина заходки зависит от крепости породы и площади забоя. Чем крепче порода и меньше площадь забоя, тем меньше принимается длина заходки. В случае применения призматических врубов площадь забоя не оказывает такого большого влияния на выбор длины шпуров, как при клиновых врубах. В табл. 17 приведены данные о длине заходок для различных выработок.



Рис. 60. Ярусное расположение зарядов (по И. И. Пазенко)

Длина заходки зависит также от принятой схемы организации и средств механизации проходческих работ. При проходке стволов длительность цикла принимается в настоящее время равной 6 ч (4 цикла в сутки), реже—12 ч. При проведении горизонтальных выработок длительность цикла принимается равной 1—2 сменам и 0,5—0,25 смены (2—4 цикла в смену). Чем короче цикл, тем меньше длина заходки. При расчетах буровзрывного комплекса длину заходки можно принимать по табл. 17.

Таблица 17

Выработка	Коэффициент крепости породы, f	Тип вруба	Длина заходки, M	Среднее значение к. и. ш.
Стволы шахты ($S = 20-50 \text{ м}^2$)	12—6	Воронкообразный или клиновой	1,5—2,5	0,8—0,9
То же	6—3	То же	2,0—4,0	0,8—0,9
Горизонтальные и наклонные выработки ($S = 4\text{-}12 \text{ м}^2$)	12—6	»	1,2—2,0	0,8—0,9
То же	6—3	»	2,0—3,0	0,8—0,9
Горизонтальные и восстающие выработки ($S = 4\text{-}12 \text{ м}^2$)	20—6	Призматический	2,0—4,0	0,9—1,0

Расчет зарядов. Расчет зарядов шпуров производится по так называемой объемной формуле

$$Q_{3ax} = qSl_{3zx} = qSl_u - q, \quad (79)$$

где Q_{3ax} — масса зарядов шпуров на всю заходку (на весь забой), кг;

q — удельный расход ВВ, кг/м^3 ;

S — площадь забоя, м^2 ;

! $l_{\text{зах}}$ — длина заходки, т. е. расстояние, на которое продвинется забой в результате взрыва, м;

$l_{\text{ш}}$ — глубина шпура, м;

Γ — к. и. ш.

Удельный расход ВВ на 1 м^3 взрываемой породы зависит от крепости пород и степени их зажима, от мощности ВВ и ряда других факторов. Для определения величины удельного расхода ВВ пользуются различными эмпирическими формулами. Однако эти формулы не учитывают всего многообразия естественных условий и факторов технического порядка, влияющих на величину удельного расхода ВВ, и дают в одних условиях довольно точные значения удельного расхода, а в других — значительно отклоняющиеся, от необходимой величины. По этой причине полученное расчетом по эмпирическим формулам значение удельного расхода следует рассматривать как ориентировочное, которое должно быть уточнено в результате опытных взрывов в данной выработке.

Удельный расход ВВ можно принимать также по данным практики или согласно табл. 5 приложения. Эти данные тоже следует рассматривать как ориентировочные, которые должны быть уточнены в результате первых взрываний в данной выработке.

Из эмпирических формул приведем формулу проф. М. М. Протодяконова. Она отличается простотой и дает удовлетворительные результаты в довольно широких пределах крепости и площади забоев, но при длине шпуров не свыше 0,5—0,6 ширины выработки (при двойном клиновом врубе 0,8—0,9 ширины) и не более 2,5 м.

Для забоев с одной плоскостью обнажения проф. М. М. Протодяконов предложил определять удельный расход ВВ по формуле

$$? = \quad + \quad (80)$$

где f — коэффициент крепости породы;

S — площадь забоя, м^2 .

В связи с тем, что в настоящее время применяются иные ВВ и механизированная погрузка, требующая большей степени дробления породы, чем ручная (при ручной погрузке требовались куски весом от 20 до 50 кг), формулу проф. М. М. Протодяконова следует дополнить двумя коэффициентами

$$9 = 0,4 \quad (81 >$$

где e — коэффициент работоспособности, равный

P_x — величина расширения в свинцовой бомбе для данного ВВ;

525 — величина расширения в свинцовой бомбе для 93%-ного динамита, принятого проф. М. М. Протодяконовым за эталонное ВВ;

k — коэффициент, учитывающий дополнительный расход ВВ для более мелкого дробления породы; $k = 1,2-5-1,3$ при уборке породы грейферами и ковшевыми машинами с емкостью ковшей $0,1-0,2 \text{ ж}^3$; $k = 1$, при емкости ковшей $0,3 \text{ ж}^3$ и более.

Удельный расход ВВ можно рассчитывать также по формулам проф. Н. М. Покровского и доц. Ш. И. Ибраева.

Формула доц. Ш. И. Ибраева имеет следующий вид:

$$q = \frac{T}{S} a \sqrt{S} \quad (82)$$

где a — коэффициент, зависящий от вида выработки: для горизонтальных выработок $a = 0,25-5-0,3$, для стволов шахт $a = 0,12-5-0,15$ (большие значения принимаются при меньших сечениях выработок);

b — коэффициент относительной концентрации энергии в единице объема патрона ВВ: для 62%-ного динамита $b = 1,2-5-1,4$, для аммонита № 6 и № 7 $b = 0,9-5-1,0$, для аммонита АП-2 $b = 0,8-5-0,85$;

S — площадь забоя, ж^2 .

Формула проф. Н. М. Покровского для расчета величины удельного расхода ВВ имеет следующий вид:

$$q = q_i S_i V_i e_i \quad (83)$$

где q_i — нормальный удельный расход ВВ (количество ВВ, необходимое для выброса силой взрыва 1 ж^3 породы), зависящий от свойств породы (табл. 18);

S_i — коэффициент структуры пород (табл. 19);

V_i — коэффициент зажима взрываеваемой породы;

e_x — величина, обратная коэффициенту работоспособности ВВ;

$$e_i = \frac{380}{P_X}$$

P_X — работоспособность применяемого ВВ;

380 — работоспособность 62%-ного динамита, который принят Н. М. Покровским за эталонное ВВ.

Коэффициент зажима породы V_i характеризует положение взрываеваемой части породы относительно обнаженной поверхности. При двух обнаженных поверхностях Н. М. Покровский рекомендует коэффициент зажима $V_i = 1,2-5-1,5$.

При одной обнаженной поверхности он рекомендует брать

(84)

где S — площадь забоя, ж^2 .

По нашим наблюдениям и на основании данных практики на величину коэффициента зажима влияет не только площадь забоя,

Таблица 18

Порода	Категория породы	Коэффициент крепости породы, f
Очень крепкие кварцитовые песчаники. Очень крепкие граниты и гнейсы. Базальт и другие кристаллические породы. Исключительные по крепости известняки, песчаники и доломиты . . .	Внекатегорная	15—20
Плотные граниты, кварцитовые песчаники, диориты. Мелкозернистые, монолитные песчаники и известняки, гнейсы	I	Ю—15
Некрепкий гранит, плотные песчаники и известняки. Колчеданы, крепкие мраморы и доломиты	II	' 8
Крепкие песчано-глинистые и песчаные сланцы. Сланцевые и глинистые песчаники. Крепкие глинистые сланцы с включением колчедана. Мягкие песчаники и известняки.	III	4—6
Глинистые и углистые сланцы средней крепости, плотный моргель. Слабые песчаные сланцы .	IV	2—3
Трещиноватые, разрыхленные известняки и доломиты. Слабые глинистые и углистые сланцы. Антрацит, крепкий каменный уголь	V	2

Таблица 19

Характеристика породы	Значение s_1
Вязкие, упругие, пористые.	2,0
Дислоцированные с неправильным залеганием и мелкой трещиноватостью	1,4
Со сланцевым залеганием и меняющейся крепостью, с напластованием, перпендикулярным направлению шпура	1,3

но и глубина шпуров. Поэтому для забоев с одной обнаженной поверхностью коэффициент зажима лучше определять по формуле

$$\frac{3L}{1/S} \quad (85)$$

При ярусном взрывании надо принимать вместо глубины шпура глубину яруса.

Формула (85) применима для горизонтальных выработок типа квершлагов при отношении в пределах от 0,5 до 1,5. Для других типов выработок коэффициент зажима можно принимать по табл. 20.

Порядок расчета зарядов следующий. г.

1. Выбирают ВВ и средства взрывания в соответствии с естественными горногеологическими условиями' • (крепость " породы,

Таблица 20

Выработка, тип вруба	V_s	Величина коэффициента зажима V	
Горизонтальные выработки с одной плоскостью обнажения забоя при клиновом и воронкообразном врубах	0,5—0,7	1,7—2,0	
	0,7—1,0	2,0—2,5	
	1,0—1,2	2,5—3,0	
	1,2—1,5	3,0—4,0	
Вертикальные стволы при клиновом и воронкообразном врубах	0,5—0,7	2,0—2,5	
Выработка с двумя плоскостями обнажения забоя (штреки, уклоны, бремсберги) при подрывке:			
	нижней	—	1,6
	верхней	—	1,2
Угольные забои штреков (уклонов, бремсбергов) при одной плоскости обнажения забоя, длине заходки 1,8—2 м и мощности пласта:			
	0,7—1 м	—	4,0
	1—1,3 м	—	3,0

обводненность забоя, наличие или отсутствие метана или взрывчатой пыли).

2. Устанавливают длину заходки, тип вруба, к. и. ш. и глубину шпуров в зависимости от крепости породы, размеров выработки и схемы организации работ (длительности цикла).

3. Определяют объем породы, взрываваемой за одну заходку, по формуле

$$V_{\text{зах}} = 5/3 a x -$$

4. Определяют удельный расход ВВ q .

5. Находят массу шпуровых зарядов по формуле (79).

6. Рассчитывают среднюю величину массы шпурового заряда

$$\sim \frac{q \cdot V_{\text{зах}}}{l \cdot \sin a} \quad (86)$$

Выразив массу патрона q_a через его длину l_n диаметр d и плотность патронирования D получим

$$q_a = \frac{D \cdot l_n \cdot \pi \cdot d^2}{4 \sin a} \quad (87)$$

где d — диаметр патрона, м; если патроны уплотняются в шпуре (раздавливаются), то надо брать диаметр уплотненного патрона, при порошкообразном ВВ — диаметр шпура;

$l_{\text{ш}}$ — глубина шпура, м;

D — плотность патронирования ($\text{кг}/\text{м}^3$), принимаемая в соответствии с табл. 1 приложения; при порошкообразном ВВ D — плотность заряжения, выраженная в $\text{кг}/\text{м}^3$;

a — угол наклона шпура к плоскости забоя;

$\&_{\text{зап}}$ — коэффициент заполнения шпуров ВВ, т. е. отношение длины заряда к общей длине шпура.

Коэффициент $b_{\text{зап}}$ принимают равным 0,3—0,4 для врубовых шпуров и 0,4—0,6 — для вспомогательных и отбойных — при пирамидальных и клиновых врубах. Среднее по забою значение $\&_{\text{зап}}$ при этих врубах можно принимать равным 0,4—0,5 при шпурах глубиной до 2,5 м и при диаметре патронов 45—36 мм. При большей глубине шпуров и меньшем диаметре среднее значение $k_{\text{сан}}$ увеличится до 0,6—0,65. При призматических и щелевых врубах для всех шпуров принимают $\&_{\text{зап}} = 0,7-1-0,8$. В выработках, опасных по газу или пыли, значение $\&_{\text{зап}}$ берется в соответствии с правилами безопасности (табл. 21).

Таблица 21

Длина шпура $l'_{\text{ш}}$ см	Длина забойки, не менее	Длина заряда, не более	Коэффициент заполнения шпура $\&_{\text{зап}} = \frac{l_{\text{зар}}}{l_{\text{ш}}}$ не более
65—90	0,50Г _ш	0,50/ш	0,50
Более 90:			
по породе	0,33/ш	0,67/ш	0,67
по углю	0,50/ш	0,50/ш	0,50

Примечания: 1. При взрывании в забоях с машинным врубом длина забойки должна быть во всех случаях не менее 0,5 м.

2. Шпуры короче 65 см не допускаются.

Так как углы наклона шпуров к плоскости забоя а находятся в пределах 70—90° и большинство шпуров являются отбойными и вспомогательными, то среднее значение а для комплекта шпуров будет 80—85° и $\sin a = 0,98-7-0,99$, т. е. близкое к единице. Поэтому формула для среднего значения массы заряда шпура может быть упрощена так:

$$C_{\text{ш}} = \frac{l}{\&_{\text{зап}}} \frac{\rho d^2 A}{J} \quad (90)$$

7. Определяют общее количество шпуров

$$W = \frac{Q_{\text{зах}}}{q_m} \quad (89)$$

Выразив $Q_{\text{зах}}$ через $qSl_m l$ и приняв q_m по формуле (88) получим

$$N = \frac{Q_{\text{зах}}}{nd^* Ak_{3m}} \frac{l}{d^* DA_{\text{зап}}} \quad (90)$$

Эта формула применяется обычно в том случае, когда длина заходки или глубина шпура предварительно не установлены.

8. Далее выбирают тип вруба и схему расположения шпуров. Тип вруба выбирается в соответствии с крепостью породы, ее структурой, размерами и конфигурацией забоя и длиной заходки. При построении схем расположения шпуров количество шпуров, найденное по формуле (89) или (90), можно корректировать и из-

менять, исходя из условий более целесообразного их размещения в забое. Выбирая схему расположения шпуров, сначала размещают врубовые шпуры, после этого на оставшейся площади приблизительно равномерно располагают остальные шпуры (вспомогательные, отбойные, оконтуривающие). Объем породы, приходящийся на один шпур, должен быть для врубового шпура в 3—4 раза меньшим, чем для отбойного. Врубовые шпуры делают на 10—20 см длиннее остальных.

При расположении шпуров по концентрическим окружностям (например, в забое ствола) необходимо прежде всего определить расстояние между окружностями и количество их. Для этого надо определить площадь забоя, приходящуюся на один шпур $s =$

Приняв эту площадь за площадь круга, находят ее диаметр $d = \sqrt{\frac{4S}{\pi}}$. Это и будет среднее расстояние между окружностями и между шпурами в каждой окружности. После этого определяют количество окружностей, их радиусы и количество шпуров на каждой из них.

Радиус внешней окружности должен быть на 20—25 см меньше радиуса забоя ствола, чтобы избежать переборов породы.

При проходке стволов по крутопадающим пластам переборы породы со стороны восстания бывают большие, чем со стороны падения. Поэтому надо оконтуривающие шпуры со стороны восстания (в пределах дуги 120°) отодвигать от стены на 30—50% дальше, чем на остальной части окружности.

Для уменьшения переборов породы и лучшего оконтуривания стенок ствола целесообразно оконтуривающие шпуры бурить под патроны ВВ диаметром 28—32 мм, а остальные шпуры для патронов — диаметром 45 мм.

9. В заключение расчета определяют расход ВВ, СВ и шпурометров на цикл и на 1 ж проходки.

На основе расчетов составляют паспорт буровзрывных работ, который является техническим документом, служащим для руководства бурильщикам при бурении шпуров и взрывникам при зарядании и взрывании шпуров.

Пример. Рассчитать величину зарядов и количество шпуров для забоя кваршлага, установить схему расположения шпуров, вывести основные технические показатели и составить паспорт буровзрывных работ.

Условия: высота кваршлага 2,9 м, ширина внизу 3,2 м, площадь забоя 8,2 ж², порода — крепкий песчанистый сланец ($f = 5$), шахта III категории по газу и опасна по пыли.

Решение. 1. В качестве ВВ принимаем предохранительный аммонит АП-4ЖВ и электродетонаторы мгновенного и короткозамедленного действия.

2. Определяем длину заходки, глубину шпура и к. и. ш.

Пользуясь табл. 17, $\frac{1}{\text{зах}} = 1,8$ м и к. и. ш. 0,8, тогда средняя глубина шпура составит

Коплот
Трест

Шахта...
Участок.

СВини-усилии

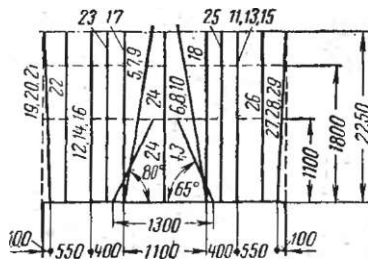
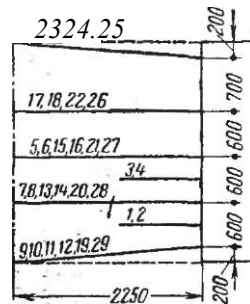
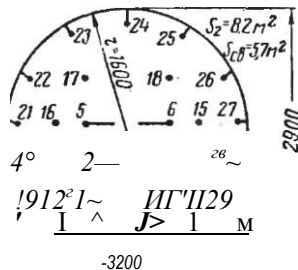
Схема расположения щуров

УтВер/кдаю"
Главный инженер шахты
(подпись)

Показатели

Категория шахты ^{зау-третья} III-опасна
Сечение Выработки Очерне
категория крепости В
"МиМНН породы" f=5
тип- колонковое
•е пеханизмы электросверло
Коронки, резцы тип. Диаметр-РЛ-7
роВ и а цикл количество
Количество шпуро количество
роВ и а цикл по породе
Количество шпуро- по углю
метрВлаишкл по породе"
Количество шпуро- по углю
метрВ наГ прреходки по породе
Кшш/ по углю
Тип 8 В по породе - 08
Расход В В. на цикл
Тип детонаторов жнтрдетонатор
мгновенного действия
Распад детонаторов "Д""
Подвигание забоя за одно Взрывание 18
выход угля за цикл
Выход породы за цикл ^{пз} 14.8

Начальник участка
Пачольник Вентиляиши.



k	a.	St.	Угол наклона шпуров		Вес шпуров	к-та	Kss	
			Вертикали	к горизонтали				
1-4	и	1.2090	65	0.5	2	0.42	111	
5-10	а	2.4550	80	1.0	6	0.4250	111	
11-12	а	2.3085	80	1.0	2	0.4375	111	
13-14	а	2.2590	90	1.0	6	0.4475	111	
15-16	а	2.3065	85	1.0	2	0.43100	111	
17-18	а	2.3090	85	1.0	4	0.43	111	
19-20	а	2.230	65	85	1.0	2	0.43	111
21-22	а	2.3085	80	85	1.0	3	0.43	111
. Всего 27кг								

Рис. 61. Паспорт буровзрывных работ для забоя квершлага

3. Объем взрываемой породы будет

$$V_{\text{зак}} = V_{\text{зак}} = B \cdot 1,8 = 14,8 \text{ ил}$$

4. Удельный расход ВВ находим по формуле (83) проф. Н. М. Покровского, предварительно определив по табл. 18 $\langle \gamma = 0,5 \text{ кг/м}^3$, а по табл. 19 $\text{Si} = 1,3$ и $e_i = \frac{380}{285} = 1,33$.

Коэффициент, учитывающий степень зажима взрываемой породы,

$$K \sim \frac{1}{S} \sqrt[3]{\frac{V_{\text{зак}}}{V_{\text{ж}}}}$$

Подставив указанные значения в формулу (83), получим

$$q = 0,5 \cdot 1,3 \cdot 1,33 \cdot 2,4 = 2 \text{ кг/м}^3.$$

Удельный расход ВВ по формуле проф. М. М. Протоdjяконова

$$q = 0,4 \sqrt[3]{\frac{V_{\text{зак}}}{V_{\text{ж}}}} \cdot e_i \cdot k = 0,4 \sqrt[3]{\frac{14,8}{0,2 \cdot 5 + y}} \cdot 1,33 \cdot 0,4 = 1,75 \text{ кг/м}^3.$$

По нормативным данным (см. табл. 5 приложения) при пересчете с аммонита ПЖВ-20 на аммонит АП-4ЖВ удельный расход $q = 2,05 \text{ кг/м}^3$.

Примем значение $q = 2 \text{ кг/м}^3$. Уточнение расхода ВВ должно быть произведено при первых взрывах в забое.

5. Расход ВВ на всю заходку

$$Q_{\text{зак}} = V_{\text{зак}} \cdot q = 14,8 \cdot 2 = 29,6 \text{ кг}.$$

6. Определим количество шпуров на забой по формуле (90)

$$n \sim \frac{1,27 \cdot d^{\frac{1}{2}}}{A \cdot k_{\text{ан}}} \sim \frac{1,27 \cdot 2 - 8,2 \cdot 0,8}{0,036^2 \cdot 1000 \cdot 0,45} \sim 29 \text{ шпуров}.$$

7. Средняя величина шпурового заряда

$$Q_{\text{ш}} = \frac{Q_{\text{зак}}}{n} = \frac{29,6}{29} \text{ кг}.$$

8. В соответствии с условием задания принимаем схему расположения шпуров с центральным клиновым врубом и с четырьмя сериями шпуров: вспомогательных врубовых — 4, основных врубовых — 6, отбойных — 6 и оконтуривающих — 13 (заряды в шпурах вспомогательного вруба по 0,5 кг, в остальных по 1 кг).

10. Суммарную длину шпуров находим по формуле или графическим способом. Общая длина шпуров на цнкл составит

$$2,3 \cdot 13 + 1,2 \cdot 4 + 2,45 \cdot 6 + 2,25 \cdot 6 = 63 \text{ м}.$$

11. Расход взрывчатых материалов и длина шпуров на 1 ж выработки составляют: ВВ — 16,4 кг, детонаторов — 16 шт.; длина шпуров 35 м.

Руководствуясь этими техническими показателями и запланированным объемом работ, составляют смету расходов по буровзрывному комплексу и заявку на потребное количество материалов.

На основании произведенных расчетов составляют паспорт буровзрывных работ по данному забою (рис. 61).

§ 40. Расположение шпуров и расчет зарядов для забоев с несколькими обнаженными поверхностями

Расположение шпуров и расчет зарядов при проведении подготовительных выработок

При проведении выработок большого сечения (более 18—20 м²) забой выработки иногда делят на два или больше самостоятельных забоя, располагая их уступами (рис. 62). Передовой забой /

имеет одну обнаженную поверхность, отстающий забой II— две. В передовом забое, имеющем одну обнаженную поверхность, расположение шпуров и расчет зарядов осуществляют как указано в §39.

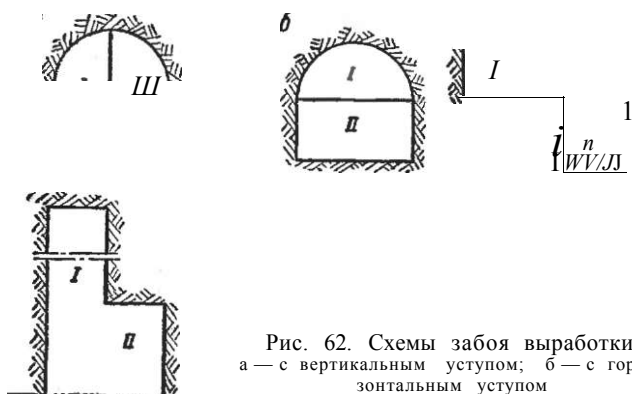


Рис. 62. Схемы забоя выработки:
а — с вертикальным уступом; б — с горизонтальным уступом

Для отстающего забоя, имеющего две обнаженные поверхности, расположение шпуров и расчет зарядов производят, пользуясь иными формулами и нормами. Шпуры в нем располагают параллельно одной из обнаженных поверхностей отстающего забоя.

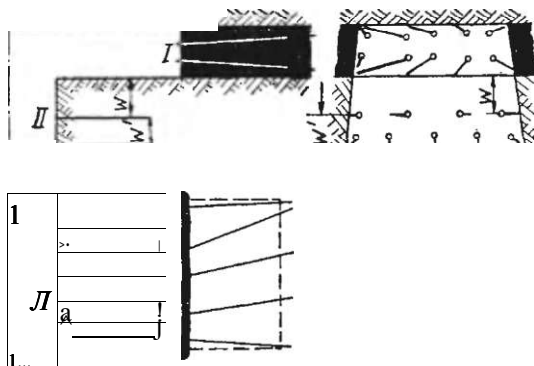


Рис. 63. Схема расположения шпуров:
I — угольный забой; II — породный забой

При проведении выработок в неоднородных породах забой делят на две части: передовой забой, проходимый по более слабой породе, и отстающий — по более устойчивой. Так, например, при проведении подготовительных выработок по маломощным угольным пластам вначале вынимают уголь, а затем подрывают боковые породы, обычно более крепкие, чем уголь. Породный забой отстает от угольного и благодаря этому имеет две обнаженные по-

верхности (рис. 63), что облегчает взрывание породы. Помимо этого, проведение выработки двумя забоями позволяет вынимать раздельно уголь и породу.

При выемке пластов угля мощностью до 0,7—0,8 м шпуров рас- полагают веерообразно (см. рис..57).

В угольных забоях в пластах, мощностью 0,7—1,5 м шпуров рас- полагают с образованием клинового бокового (см. рис. 63) или центрального (рис. 64) вруба. Если в нижней (или в верхней) части пласта находится более слабая пачка угля, то по ней располагают веерообразный ряд шпуров, создающий врубовую щель, а по более крепкому уголю бурят несколько отбойных шпуров, (рис, 65).

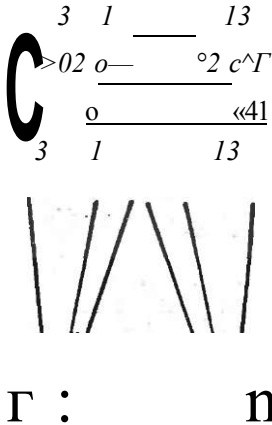


Рис. 64. Схема расположения шпуров в угольном забое при центральном клиновом врубе

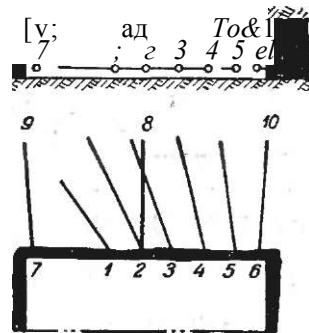


Рис. 65. Схема расположения шпуров в угольном забое при веерном врубе

В шахтах, опасных по газу или пыли, взрывание шпуров-по уголю можно производить только электродетонаторами мгновенного и короткозамедленного действия с максимальным замедлением не более 130 мсек. Поэтому шпуров располагают так, чтобы их все можно было взорвать одновременно и не более, чем в 4—5 серий.

В угольном забое при взрывании достаточного количества шпуров длиной до 2—2,5 м к. и. ш. обычно составляет 0,9. При шпурах длиной 3,5—4 м к. и. ш. снижается до 0,8, так как при этом увеличивается коэффициент зажима и уменьшается наклон шпуров.

В угольном забое шпуров следует располагать так, чтобы расстояние между зарядами было не менее 0,6 м, так как при меньшем расстоянии, по исследованиям МакНИИ, патроны аммонита в некоторых шпурах могут не взорваться вследствие переуплотнения ВВ, вызванного ударной волной соседнего, ранее взорвавшегося заряда. При расположении зарядов в разных пачках угля расстояние между зарядами может быть уменьшено до 0,4 м. При расстоянии между зарядами врубовых шпуров 0,4—0,6 м они дадут удовлетворительный эффект лишь, в том случае, если будет приме-

при монолитной породе такое же, как расстояние между рядами, т. е. $a_2 \sim W'$; при слоистой породе $a_2 = (1,2-г-1,5) W$ к. и. ш. первого ряда равен 1, второго ряда 0,9—0,85. Поэтому шпурсы второго ряда должны быть длиннее шпуров первого ряда.

При проведении штреков, бремсбергов и уклонов длина шпуров в породном забое чаще бывает 1,8—2 м, реже 3,5—4 м. В последнем случае за один цикл в угольном забое выполняют две заходки длиной по 1,8—2 м, а в породном забое — одну заходку длиной 3,5—4 м. При скоростных проходках уголь и породу не разделяют, а проходят выработку общим забоем, длину заходки принимают 2—3 м. Величину зарядов и количество шпуров для забоев с двумя обнаженными поверхностями рассчитывают таким же методом, как и для забоев с одной обнаженной поверхностью.

Удельный расход ВВ можно определять по формуле проф. М. М. Протоद्याконова, предложенной им для забоев с двумя обнаженными поверхностями,

$$q = 0,15KG(K0^{\wedge} + U e^{\sim}C_2, \quad (91)$$

где B — ширина (длина) породного забоя по средней линии, параллельной обнаженной поверхности, в сторону которой направлено действие взрыва. Остальные обозначения те же, что и в формуле (81).

Можно пользоваться также формулой (83) проф. Н. М. Покровского.

Расчет зарядов для забоев очистных выработок

Отбойка руды скважинными зарядами. При добыче руд подземным способом широкое применение имеет отбойка руды с помощью глубоких скважин. Скважины в отбиваемом слое руды могут располагаться параллельно или веером, а отбиваемые слои могут быть горизонтальными, вертикальными (рис. 67) или наклонными в зависимости от горногеологических условий и принятой системы разработки.

Диаметр скважин составляет 75—125 мм. При веерном расположении скважин их суммарная длина на 30—40% больше, чем при параллельном. Но для бурения параллельных скважин требуется проводить дополнительные подготовительные выработки.

Толщина отбиваемого слоя не должна быть более половины его ширины и более той величины л. н. е., которую может преодолеть заряд скважины. Величина л. н. е., интервал между скважинами и величина заряда могут быть рассчитаны по формулам (67) — (76).

Удельный расход ВВ можно определить по нормативным данным (см. табл. 4 приложения). Значение k в формуле (69) следует брать равным 0,8—0,9 (при длине скважин 10—30 м).

Величина зарядов для веерных скважин подсчитывается так же, как и для параллельных. Общая масса зарядов, полученная

расчетом для параллельных скважин, распределяется по веерным скважинам пропорционально их длине с коэффициентом заполнения 0,6—0,7. Это будет теоретическая длина заряда скважин. При зарядании веерных скважин в каждой второй или третьей скважине увеличивают длину заряда за счет соседних, доводя коэффи-

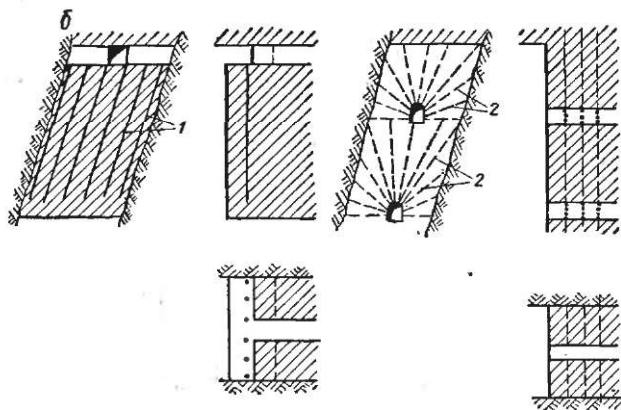
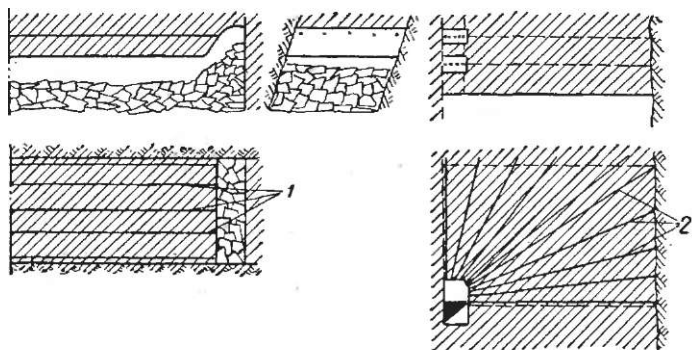


Рис. 67. Схемы отбойки руды:
 а — горизонтальными слоями; б — вертикальными слоями; 1 — параллельные скважины; 2 — веерные скважины

циент заполнения в ней до 0,8—0,85. В крайних, отрезных скважинах коэффициент заполнения должен быть 0,85—0,9. Количество веерных скважин устанавливается с таким расчетом, чтобы расстояние между ними «в раструбе» (у периферийных концов) было приблизительно такое же, как между параллельными скважинами.

При одновременном взрывании нескольких рядов скважин (при обрушении нескольких слоев одновременно) необходимо применять короткозамедленное взрывание. Криворожский горнорудный институт рекомендует как наиболее рациональные две схемы (рис. 68) короткозамедленного взрывания с применением пиротехнического детонационного реле КЗДШ-58. Эти схемы были опробованы на рудниках Криворожского бассейна при обрушениях потолочин и междукамерных целиков, при поэтажном обрушении

и при системах разработки с открытым выработанным пространством. При короткозамедленном взрывании значительно умень-

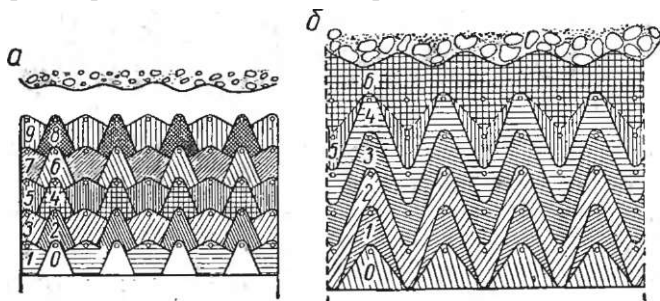


Рис. 68. Схемы короткозамедленного взрывания скважистых зарядов при отбойке руды: а — соседние заряды одного ряда взрываются через один интервал, а смежных рядов — через два интервала; б — соседние заряды одного ряда взрываются через два интервала, а смежных рядов — через один интервал; 0 — 9 — степени замедления

шился (по сравнению с мгновенным взрыванием) сейсмический эффект взрыва и улучшилось дробление руды, что способствовало повышению (на 35—40%) производительности труда скреперистов и снижению вдвое расхода ВВ на вторичное взрывание.



Рис. 69. Схема расположения заряда в скважине:

1 — детонирующий шнур; 2 — патрон-боевик, взрывае-мый ДШ; 3 — пиротехниче-ское детонационное реле КЗДШ-58; 4 — патроны БВ; 5 — две нити ДШ; 6 — шпагат

Схема расположения заряда в скважине показана на рис. 69. Детонационные реле КЗДШ-58 имели замедления 10, 20, 35 и 50 мсек. Большие замедления (до 200—250 мсек) получали путем последовательного соединения этих реле.

Отбойка угля скважинными зарядами применяется в Кузбассе в очистных забоях мощных крутопадающих пластов с устойчивыми боковыми породами при безлюдной выемке

угля. Система разработки — длинные столбы по простиранию с разделением этажа на подэтажи высотой 25—30 м. Работы в верхних подэтажах ведутся с опережением на 15 м относительно нижних. Между лавами оставляют охранные целики размером 4X5 м. Выемочное поле подэтажа делят разрезными печами на блоки длиной от 10 до 40 м в зависимости от крепости пород кровли.

Скважины бурят снизу вверх на расстоянии 1—1,5 м одна от другой в 1—2 ряда (при мощности пласта 1,5—5 м) ближе к почве пласта (рис. 70). Скважину заряжают патронами аммонита ПЖВ-20. Сверху и снизу по 1,5—2 м скважины заполняют забоечным материалом. Расход ВВ в зависимости от мощности пласта и крепости угля составляет от 300 до 600 г на 1 т добытого угля.

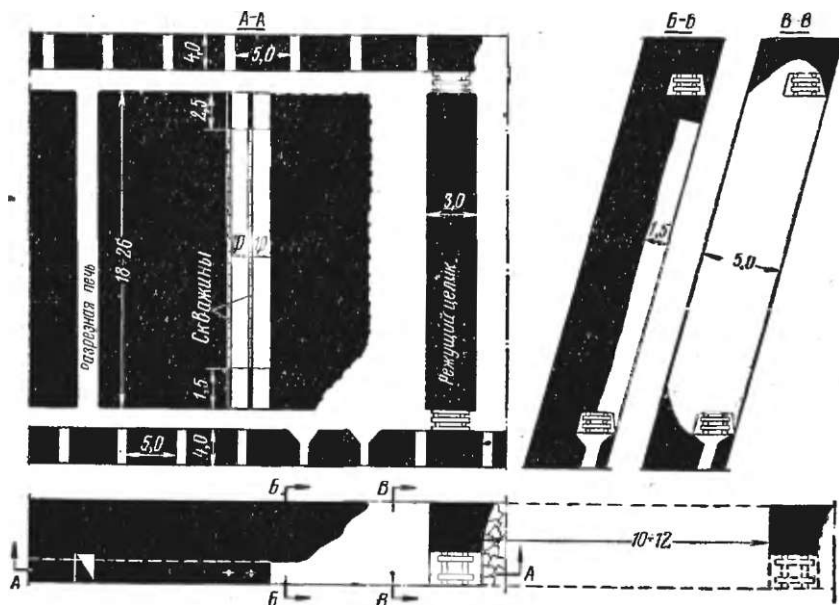


Рис. 70. Отбойка угля скважинными зарядами при безлюдной выемке

При освоении этого способа добычи себестоимость угля снижается на 40—60% и производительность труда рабочих повышается на 40—70%.

Расчет шпуровых зарядов и расположение шпуров в очистном угольном забое. При отбойке угля в лавах с машинным врубом шпуров располагают перпендикулярно фронту забоя или под углом 60—70°. Глубина их принимается равной глубине вруба или несколько меньшей. Расстояние между шпурами в зависимости от крепости угля принимается от 1 до 3 м.

Удельный расход ВВ определяется по формуле (91) проф. М. М. Протодьяконова или по нормативным таблицам. Подсчитав затем суммарный расход ВВ на забой и разделив его на величину

шпурового заряда, получают общее количество шпуров. Величина шпурового заряда бывает 0,2—0,4 кг при мощности пласта 0,7—1 м. При отбойке угля в пластах большей мощности масса шпурового заряда увеличивается. Но длина заряда должна быть не более л. н. с. и не более длины забойки, а последняя должна быть не менее 0,5 м.

Чтобы подрубленный уголь не обрушивался до взрыва и не зарывал зарубную щель, в последнюю забивают деревянные клинья-подшашки. Взрывание шпуровых зарядов в осевшем подрубленном угле неэффективно,

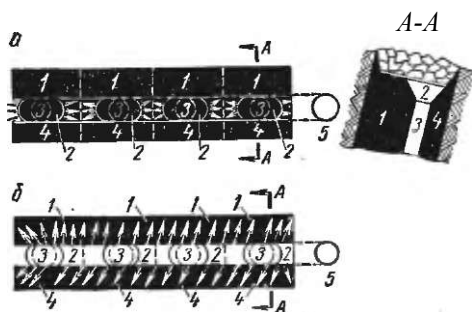


Рис. 71. Схема расположения шпуров в забоях под секциями одинарного щита:

1 — опорный делнк висячего бока; 2 — продольный проход под шнтом; 3 — углеспускные печи; 4 — опорный целик лежачего бока; 5 — ходовая печь; пунктир-стыки секций щита

ности располагать врубовую щель вверх (под кровлей), а шпуры бурить вниз (над почвой).

Технико-экономические показатели в очистных забоях рассчитываются обычно на 1 т добытого полезного ископаемого.

В негазовых шахтах взрывание шпуров в лаве огневое или электрическое с помощью электродетонаторов замедленного действия. В газовых шахтах взрывание электрическое с помощью электродетонаторов мгновенного и короткозамедленного действия. При этом одновременно взрывают в зависимости от состояния кровли от 1 до 10 шпуров и более.

При щитовой системе разработки мощных крутопадающих угольных пластов количество одновременно взрываемых шпуров достигнет 100 шт. Так, например, при одинарных щитах при обурировании проходов между углеспускными печами (рис. 71, а) бурят до 60 шпуров, а при обурировании опорных целиков (рис. 71, б) у лежачего и висячего боков — до 100 шпуров.

Глубина шпуров 1,6—1,8 м в проходах и 1,2—1,5 м в опорных целиках. Величина шпурового заряда соответственно 0,6—0,8 и 0,4—0,6 кг. Зарядание и монтаж взрывной электросети производят в определенном порядке — от фланговой секции к ходовой печи, т. е. к выходу из-под щита.

Пример 1. Рассчитать буровзрывной комплекс для лавы с машинной заруб-

кой. Длина забоя 100 м, мощность пласта 0,85 м, глубина вруба 1,8 м, коэффициент крепости угля $f = 1,5$, шахта газовая.

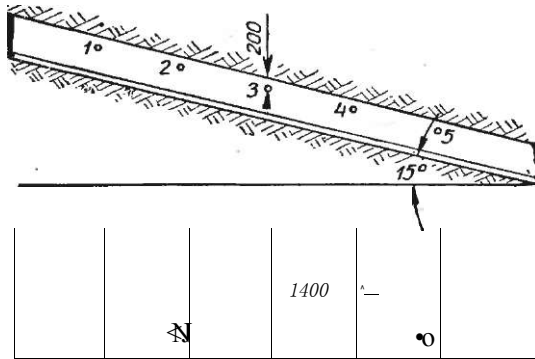
1. В качестве ВВ принимаем предохранительный аммонит ПЖВ-20 и электродетонаторы мгновенного и короткозамедленного действия.

2. Длина шпуров по углю принимается равной, глубине вруба $I_{ш} = 1,8$ м.

3. Удельный расход ВВ по формуле (91) проф. М. М. Протоdjяконова равен

$$g = 0,15 \sqrt{1,5} \sqrt{1/0,2} \cdot 1,5 + jpp \sqrt[1]{\frac{525}{g}} = 0,22 \text{ кг/м}^3.$$

4. Объем взрываемого угля по всей лаве за один цикл равен $V = (0,85 - 0,15) \cdot 1,8 \cdot 100 = 125 \text{ м}^3$ (0,85 м — мощность пласта; 0,15 м — высота зарубной щели).



1-5

$\frac{51}{100} \cdot 1000 H$

Рис. 72. Схема расположения шпуров в лаве

5. Общий расход ВВ на цикл составит

$$Q = qV = 0,22 \cdot 125 = 27,5 \text{ кг.}$$

6. Количество шпуров в забое при массе шпурового заряда $q_{ш}$ — 0,4 будет

$$Q = 27,5$$

7. Расстояние между шпурами (рис. 72)

$$a = \frac{100}{\text{уд}} = 1,4 \text{ м.}$$

Пример 2. Рассчитать буровзрывной комплекс для отбойки руды горизонтальными слоями (см. рис. 67). Ширина камеры Б — 10 м, длина Г = 30 м, коэффициент крепости руды по проф. М. М. Протоdjяконова $f = 8$, диаметр скважины 75 мм. В качестве ВВ применяется диафталит работоспособностью 320 см^3 .

1. Удельный расход ВВ находим по табл. 4 приложения

$$q = 0,42 \sqrt[3]{\frac{300}{320}} \sim 0,37 \text{ кг/м}^3.$$

2. Масса заряда на 1 ж скважины составит

$$\frac{j t D^2}{A} = \frac{3 \cdot 14 \cdot 0,075^2}{4} \cdot 850 = 3,8 \text{ кг/м.}$$

3. Площадь 5 (площадь слоя в поперечном сечении), приходящаяся на одну скважину, равна

$$5 = k \frac{7}{j j} = 0,9 \cdot 3,8 = 9,2 \text{ м}^2.$$

4. Находим л. н. с. я расстояние между скважинами (см. табл. 13), считая, что руда имеет плотную структуру:

$$W = 1,1 \text{ У } \Gamma = 1,1 \text{ У } 9,2 = 3,3 \text{ М},$$

$$a \sim W \sim 3,3^{-2,8} \text{ М}.$$

5. Определим количество скважин в слое

$$b = 10$$

6: Массу зарядов четырех скважин слоя найдем из выражения

$$(\text{Зек} = N k^{\wedge} k_{3 \text{ а н}} = 4 \cdot 30 \cdot 3,8 \cdot 0,9 = 408 \text{ кг}.$$

7. Находим объем взрываемого слоя

$$V_{\text{сл}} = 3,3 \cdot 10 \cdot 30 = 990 \text{ м}^3.$$

8. Подсчитаем-расход ВВ на 1 м^3 и на 1 т руды

$$\langle \gamma \rangle = \frac{408}{990} = 0,41 \text{ кг/м}^3, \text{ или } 0,09 \text{ кг/т}.$$

Повышение удельного расхода ВВ произошло вследствие уменьшения расстояния крайних скважин от стенок камеры.

§ 41. Производство взрывных работ

Заряжание. Бурение шпуров в забое производят в соответствии с паспортом буровзрывных работ для данного забоя. Взрывник перед заряжением должен проверить глубину и правильность расположения шпуров. Если они не соответствуют паспорту, взрывник не должен производить заряжание шпуров. Длину шпуров измеряют с помощью забойника длиной 2—2,5 м, диаметром 32 мм. Для измерения и заряжания более глубоких шпуров и скважин применяют составные или складные забойники.

Очистка шпуров от буровой муки производится бурильщиком (проходчиком). Если взрывник обнаружит плохо очищенный шпур, то заряжание не производится, пока шпур не будет очищен. Для очистки шпура применяют совки, надеваемые на конец забойника, или гребки. При наличии сжатого воздуха или водопровода шпур продувают или промывают.

Перед заряжением шпуров взрывник должен удалить из забоя рабочих и дать первый (предупредительный) сигнал. Горный мастер или бригадир выставляют в безопасных местах выработок, ведущих к взрываемому забою, пикеты.

Боевой патрон может быть помещен в любом месте заряда, если шахта не опасна по газу или пыли. Эффект взрыва лучше, если боевой патрон расположен у дна шпура (его в этом случае помещают вторым от дна). Будет ли боевик помещен у дна шпура или у его устья, детонатор должен быть направлен донышком к заряду, так как при таком его положении лучше обеспечивается передача детонации. Если боевой патрон располагается посередине заряда (при длинных зарядах), целесообразно вводить в него два детонатора; детонаторы при этом должны быть связаны шпагатом или лентой и повернуты донышками в противоположные стороны. Необходимо, чтобы инициальный импульс подавался от электро-

воспламенителей или огнепроводного шнура к обоим детонаторам. В этом случае при отказе одного источника инициирования оба детонатора взорвутся от второго источника.

При зарядании восстающих шпуров и скважин патроны посылают забойником одновременно по несколько штук общей массой 4—8 кг. Последний в группе-патрон подпирается колечком-зонтиком из листовой резины, которое не позволяет опускаться вниз данному патрону и патронам, опирающимся на него. Можно также закреплять патроны в скважине путем раздавливания и уплотнения последнего в группе патрона.

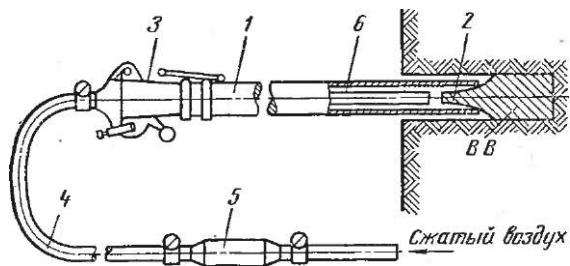


Рис. 73. Схема пневмозарядника для скважин

Скважины с небольшим углом наклона, а также горизонтальные можно заряжать с помощью пневмозарядчиков различной конструкции. Принцип действия их следующий (рис. 73). В цилиндр-приемника 3 закладывают патроны ВВ. Приемник соединен с воздухопроводом посредством гибкого шланга 4 и крана 5. К переднему концу приемника прикреплена подающая трубка 1 с ножами 2, расположенными у выхода трубки. При подаче в приемник сжатого воздуха патрон 6 выталкивается из приемника и с большой скоростью движется по трубке. На выходе из трубки ножи 2 разрезают оболочку патрона, благодаря чему последний хорошо уплотняется в скважине (плотность заряжения на 30—40% выше, чем при зарядании вручную). По аналогичному принципу действуют пневмозарядники ПЗС-100 для скважин и пневмозарядники ПЗШ-1 для шпуров, сконструированные в Северо-Кавказском горнометаллургическом институте.

На рис. 74 изображена схема кассетного пневмозарядника для шпуров. Он состоит из трубки 1 (с вырезом для захода патрона) и кассеты 2, которая крепится к трубке зажимом 3 и винтами 4. Кассета снизу открыта, высота ее соответствует количеству помещаемых в нее патронов 5.

В укрепленную на трубе кассету закладывают патроны, причем первый из них попадает через вырез в трубу. Один конец трубы вставляют в шпур, а другой соединяют со шлангом, подводящим сжатый воздух, который подает патрон в шпур. После закрытия крана в трубу падает следующий патрон и устройство вновь готово для отправки в шпур следующего патрона.

Забойка. По окончании заряжения шпуров (скважин) их забивают (заполняют) инертным материалом. Качество забойки и ее

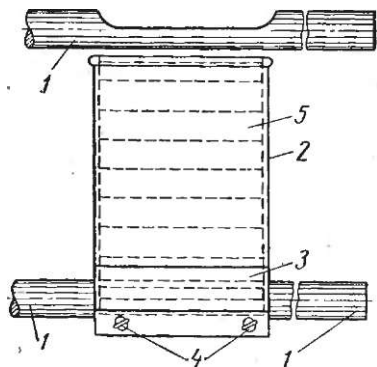


Рис. 74. Схема кассетного пневмозарядника для шпуров

сопротивление выталкиванию из шпура газами взрыва зависят от материала и длины забойки (рис. 75). При проходке вертикальных стволов шахт лучшим забоечным материалом как по прочности забойки, так и по удобству выполнения ее является гранулированный шлак или его смесь с песком.

Пыжи делают вручную или механическим способом на шнековых машинах, а шпуры забивают этими пыжами вручную. Как видно из рис. 75, глина является весьма плохим забоечным материалом, глино-песчаная смесь дает хорошую забойку лишь при малом содержании воды (не более 7—10%). Хорошая забойка получается из слегка увлажненного песка, помещаемого в шпур пневмозабойником (рис. 76). Количество песка в бункере пневмозабойника достаточно для забивки 1—3 шпуров.

В выработках большого сечения целесообразно применять для механизированной забойки шпуров забоечные аппараты большой емкости, чтобы в процессе забойки не перезаряжать аппарат. Подобный аппарат для забойки шпуров пластическими (пастообразными) материалами показан на рис. 77. Есть также забоечные аппараты большой емкости для пневматической забойки шпуров сухим или слегка увлажненным песком.

Неплохие результаты в угольных забоях дает водяная забойка в полиэтиленовых гильзах. Для заряда в 0,5 кг достаточен патрон водяной забойки длиной 20 см, при заряде в 1 кг — длиной 30 см.

В горизонтальных и наклонных выработках и в лавах для забойки применяют чаще всего пыжи из глины или из глино-песчаной смеси.

В горизонтальных и наклонных выработках и в лавах для забойки применяют чаще всего пыжи из глины или из глино-песчаной смеси.

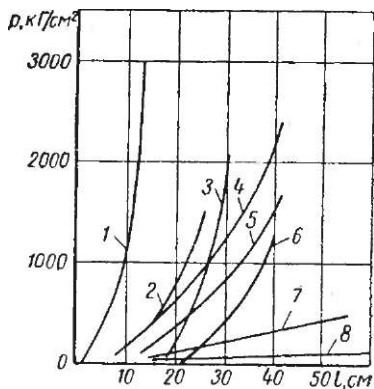


Рис. 75. График зависимости сопротивления забойки R от ее длины l и материала:

1 — песок с пластиковой пробкой длиной 50 мм; 2 — сухая сланцевая мелочь; 3 — известковая пыль; 4 — мокрый песок; 5 — глино-песчаная смесь с 7% воды; 6 — смесь известковой крошки с песком; 7 — глина с 7% воды и глино-песчаная смесь с 12% воды; 8 — глина с 16% воды

Водяной патрон закрепляют в шпуре с помощью 1—2 песчано-глиняных пыжей. Воду применяют с содержанием 3—5% NaCl. При такой забойке уменьшается на 50—80% запыленность воздуха, а взрывной эффект получается такой же, как при песчаной забойке. Недостаток этой забойки — дороговизна и дефицитность полиэтиленовых гильз.

ИГД им. А. А. Скочинского рекомендует применять гильзы по» лихлорвиниловые (они в 12 раз дешевле полиэтиленовых) и количество воды на шпур из расчета 0,8—1,3 л на 1 т отбиваемого угля. Стоимость забойки одного шпура составляет 5,3 коп. при полиэтиленовых гильзах и 0,44 коп. при полихлорвиниловых при расходе

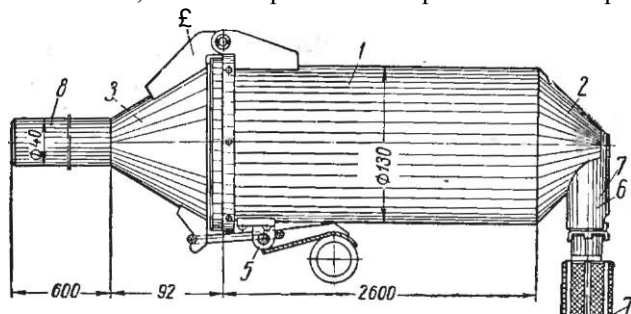


Рис. 76. Пневмозабойник:

1 — бункер пневмозабойника (из листовой стали толщиной 2 мм); 2 — коническое дно с завихряющими лопастями внутри; 3 — крышка, соединяющаяся с бункером шарниром 4 и замком 5; 6 — патрубок для сжатого воздуха; 7 — воздушный кран; 8 — трубка для подачи песка в шпур

воды 0,8 л/т. При расходе воды 1,3 л/т стоимость забойки одного шпура составляет соответственно 10,2 и 0,85 коп.

По окончании заряжания и забойки шпуров взрывник проверяет, нет ли поблизости рабочих и охраняются ли подступы к забою. После этого он дает второй (боевой) сигнал и приступает к взрыванию шпуров.

После взрыва и проветривания забоя взрывник должен его осмотреть. Если взрывник в результате осмотра установит, что все шпуры взорвались, он дает третий сигнал (отбой), и рабочие возвращаются в забой. Если взрывник установит, что не все шпуры взорвались, он должен известить об этом технический надзор и приступить к ликвидации отказов. В случае невозможности точно установить полноту взрыва работы по погрузке полезного ископаемого или породы в месте предполагаемого отказа должны производиться под наблюдением взрывника. Как только будет обнаружен отказавший заряд, взрывник удаляет рабочих из забоя и приступает к ликвидации заряда.

Ликвидация отказавших зарядов производится следующим способом. Из устья шпура извлекают на глубину 20 см забойку и,

вставив забойник, определяют направление шпура. Параллельно отказавшему шпуру на расстоянии 30 см бурят один или несколько новых шпуров и, зарядив их, взрывают. Новый шпур должен быть пробурен в таком месте, чтобы при его взрыве была подорвана порода вокруг отказавшего шпура. Породу осторожно убирают и собирают патроны из подорванного шпура.

Борьба с пылеобразованием при отбойке угля. В пластах, дающих много пыли, при отбойке угля рекомендуется смачивание массива путем нагнетания через шпуры воды под давлением. Шпуры

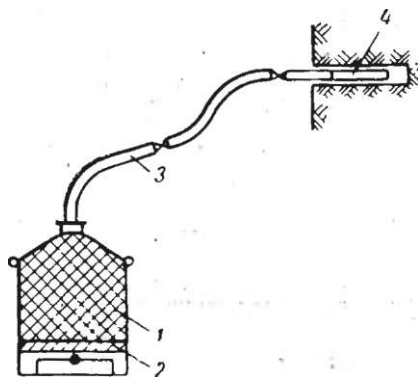


Рис. 77. Аппарат для забойки шпуров пластическими материалами:

г - сосуд с забоечной пастой; 2 — поршень; о — гибкий шланг; 4 — наконечник

диаметром 40—75 мм бурят перпендикулярно или под углом до 45° к линии забоя. Глубина шпуров 1,5—2 м (иногда до 4 м). Давление воды принимается от 20 до 150 ат в зависимости от структуры пласта, расход 100—300 л на шпур, длительность нагнетания 15—20 мин. Расстояние между шпурами 3—4 м. Нагнетание воды производят в ремонтную смену поочередно в каждый шпур, реже одновременно в группу шпуров.

В результате увлажнения

угОЛЬНОГО МАССИВА ЗАПЫЛЕН

ность воздуха снижается

на 50—70% и, кроме того, значительно снижается крепость угля.

Воду для нагнетания в шпуры берут из водопровода, проложенного в лаве. Это может быть водопровод высокого давления, питаемый передвижным насосом высокого давления, который располагается в штреке и получает воду от оросительной сети. Однако лучше иметь в лаве водопровод низкого давления (до 6—8 ат), соединенный с трубопроводом шахтной оросительной сети, и передвижной насос высокого давления, работающий от ручного электросверла, для создания высокого напора воды в шпуре (рис. 78). Агрегат, состоящий из насоса ЭНН-3 (подача 6 л/мин, давление 100 ат) и электросверла СЭР-19Д, смонтирован на салазках; он может питать одновременно два шпура, имеет небольшую массу (40 кг) и легко передвигается.

Удовлетворительные результаты дает способ нагнетания воды в угольный массив взрывом ВВ, особенно если вода в шпурах перед взрывом находится под давлением 12—15 ат.

При взрывании зарядов в шпурах или скважинах, заполненных водой, помимо снижения запыленности, достигаются высокая плотность заряжения и хорошее дробление угля, значительно повы-

шается безопасность взрывных работ относительно метано-воздушной смеси и каменноугольной пыли.

При одновременном взрывании нескольких близко расположенных шпуров, заполненных водой, заряды, взрыв которых запоздал, могут быть частично выброшены ударной волной, возникающей, в воде при взрыве соседнего шпура, что может быть причиной несчастных случаев. Во избежание этого следует применять песчаную забойку и заряды взрывать предохранительным детонирующим шнуром либо заряжать и взрывать такие шпуры (скважины) по одному.

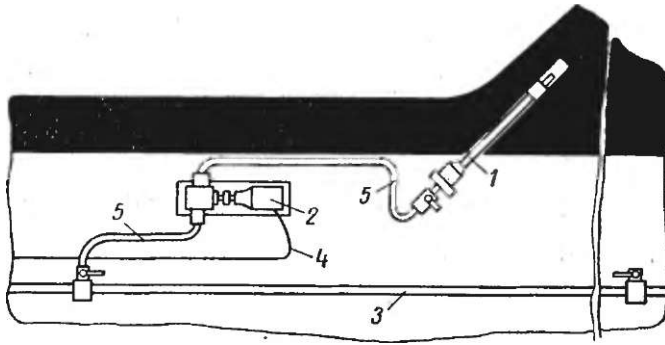


Рис. 78. Схема нагнетания воды в пласт переносным насосом из лавы:

1 — нагнетательная трубка с гидрозатвором; 2 — передвижной агрегат; 3 — оросительный водопровод; 4 — кабель для электросверла; 5 — шланг для воды

Производство взрывных работ в шахтах, опасных по газу или пыли. Взрывник, придя в забой, должен прежде всего проверить концентрацию газа и наличие опасной, свежей осевшей пыли. Нельзя заряжать шпуры, если в забое или в выработке на протяжении 20 м от забоя будет обнаружен метан в количестве 1% и более. Если шахта опасна по пыли, то забой и выработка на протяжении 20 м должны быть орошены или осланцованы (в шахтах, опасных по взрыву серной или сульфидной пыли, забой, почва и бока выработки на протяжении 10 м должны быть хорошо смочены водой). Орошение и применение водяных заслонов уменьшают не только пылеобразование и опасность взрыва пыли, но и количество ядовитых газов, образующихся при взрыве (в 2—3 раза). Орошение забоя и стенок выработки должно производиться водой со смягчающими добавками, повышающими смачивающую способность воды.

В угольных шахтах лучшей смягчающей добавкой является дибутил (ДБ). Это коричневая паста или маслообразная вязкая жидкость, полученная путем обработки смеси дитрибутилфенола окисью этилена. Концентрация ДБ в воде должна быть 0,1%. Оро-

шение производят стационарными передвижными оросителями (рис. 79) или переносными ручными оросителями РО-1 конструкции МакНИИ. Первые служат не только для смачивания забоя и выработки перед взрывом, но также и для пыли- и газоподавления в момент взрыва и после взрыва— (в течение 5—10 мин).

Ручной ороситель РО-1 (рис, 80) служит только для смачивания забоя и выработки на протяжении 20 м перед заряданием

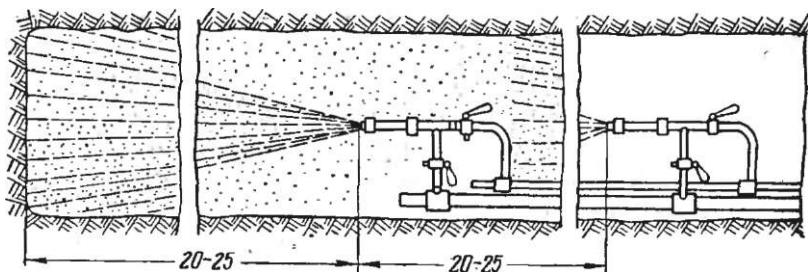


Рис. 79. Орошение забоя и выработки туманообразователями ТОН-5

Шпуров. Резервуар 1 для смачивателя заполняется 40%-ным раствором ДБ, после чего ороситель посредством шланга б подключают к водопроводной сети. Емкость резервуара смачивателя достаточна для смачивания забоя и всей выработки при сечении 8—10 м² на длину 20 м. При большей площади смачиваемой поверхности надо резервуар повторно заполнять смачивателем ДБ.

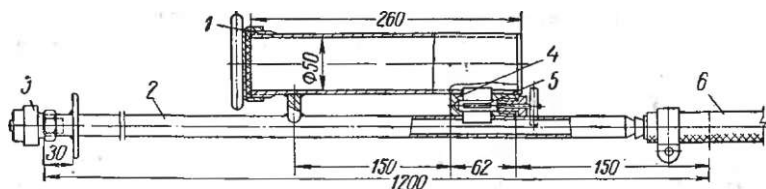


Рис. 80. Ручной ороситель РО-1:

1 — резервуар для смачивателя, 2 — ствол оросителя; 3 — форсунка; 4 — вставка со щелью; 5 — пробковый кран; 6 — шланг

Стационарные оросители, если они распыляют воду до состояния тумана, значительно повышают безопасность взрывных работ в метано- и пыли-воздушной среде. В туманообразователе ТОН-5 вода распыляется сжатым воздухом, расход воздуха 2—3 м³/мин, воды 5—10 л/мин.

Там, где невозможно применять туманообразователи, воду распыляют взрывом. Полиэтиленовые мешки емкостью 15 л заполняют водой и вставляют в них предохранительные электродетонаторы

мгновенного' действия. Мешки подвешивают к крепи на расстоянии l —2 м от забоя выработки на различной высоте. Количество мешков воды берут из расчета: 5—6 л воды на 1 м² поперечного сечения выработки. Электродетонаторы, вставленные в мешки, включают последовательно в общую взрывную сеть; в шпурах применяют ЗДКЗ, чтобы распыление воды произошло за 25 мсек до взрыва первого шпура. Описанный метод широко применяется в шахтах ЧССР. МакНИИ на основании экспериментальной проверки данного метода рекомендует применять его и в наших шахтах.

В шахтах, опасных по газу или пыли, можно применять только предохранительные ВВ и электродетонаторы мгновенного или короткозамедленного действия. Боевой патрон должен вкладываться в шпур последним и донышко электродетонатора должно быть направлено к дну шпура, т. е. к заряду. Взрывные машинки и электроизмерительные приборы должны быть взрывобезопасными, допущенными Госгортехнадзором к применению в шахтах, опасных по газу и пыли. Пользоваться ими можно только у места укрытия взрывника, предварительно измерив здесь содержание метана.

В выработках с сильными суфлярными выделениями метана применяют каптаж суфляров (закрывание трещины —источника суфляра — металлическим колпаком или коробом с патрубком) и отвод метана по трубам в исходящую вентиляционную струю шахты (а иногда непосредственно на поверхность). Такие выработки должны, кроме того, интенсивно проветриваться.

В шахтах, опасных по газу и пыли, в угольных и смешанных забоях можно применять электродетонаторы мгновенного и короткозамедленного действия с замедлением не более 130 мсек*, а в забоях, идущих целиком по породе, •— с замедлением не более 195 мсек (номинальные замедления 100 и 150 мсек). В выработках, проводимых по породе, при отсутствии в них метана можно применять непригодные ВВ и электродетонаторы замедленного действия всех ступеней (при этом должны выполняться требования § 484 Единых правил безопасности при взрывных работах).

Сотрясательное взрывание. При вскрытии пластов, опасных по внезапным выбросам угля и газа, а также при проведении по ним выработок разрешается применять только сотрясательное взрывание. Для сотрясательного взрывания используют предохранительные ВВ, разрешенные для этих работ. Количество шпуров, их расположение и глубина, а также величина заряда для сотрясательного взрывания должны быть такими, чтобы при взрыве была обеспечена хорошая, полная отбойка угля или породы по всему забою, особенно в верхних кутках, в пределах сечения выработки. Взрывание всех

* При водяных завесах с распылением воды взрывом электродетонаторов замедление можно увеличивать до 195 мсек в угольных и смешанных забоях и до 300 мсек — в чисто породных забоях.

зарядов в забое должно производиться за один прием. Сотрясательное взрывание производится с расстояния не менее 600 м от забоя, считая по свежей струе воздуха, а в случае невозможности выдерживать это расстояние — с поверхности. Перед взрыванием все рабочие удаляются на свежую струю на расстояние не менее 1000 м, а в особо опасных случаях — на поверхность. Осмотр забоя производится не ранее чем через 30 мин после взрыва с соблюдением особых мер предосторожности.

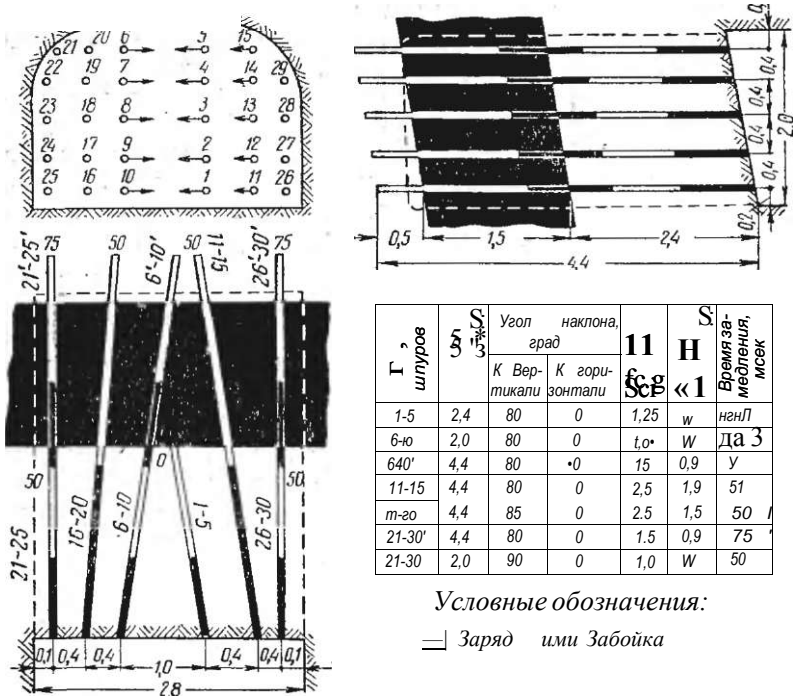


Рис. 81. Ярусное расположение зарядов при вскрытии пласта, опасного по внезапным выбросам

Сотрясательное взрывание имеет целью вызвать дегазацию пласта или выброс газа и угля из массива забоя в то время, когда рабочих в забое и в выработке нет. Выполняется оно по специальной, составленной для данной шахты инструкции.

При вскрытии пластов, опасных по внезапным выбросам, при подходе выработки к пласту на 6 м сечение ее должно быть уменьшено до 5 м² в проходке. Не доходя на 2—3 м до пласта, проходку останавливают и через породную пробку и пласт бурят шпуров, которые заглубляют на 40—60 см в породы почвы пласта. Если дав-

ление газа в пласте не превышает 10 ат , то пласт вскрывают сотрясательным взрыванием. В шпуры помещают ярусные заряды и электродетонаторы мгновенного и короткозамедленного действия (рис. 81) с замедлением не более 130 мсек . Все заряды должны быть взорваны одновременно.

При высоком давлении газа в пласте бурят дренажные скважины и после снижения давления до 10 ат вскрывают пласт сотрясательным взрыванием. Для снижения давления газа и разрядки напряжения в пласте и боковых породах иногда применяют камуфлетное взрывание (прострелку скважин), которое осуществляется в режиме сотрясательного взрывания. Методика сотрясательного и камуфлетного взрывания разработана МакНИИ [26].

ЧАСТЬ ВТОРАЯ
БУРОВЫЕ РАБОТЫ

Глава X

**СПОСОБЫ БУРЕНИЯ ШПУРОВ И СКВАЖИН
И ВОПРОСЫ ТЕОРИИ БУРЕНИЯ**

§ 42. Классификация способов бурения

Все способы бурения шпуров и скважин можно разделить на две группы — механические и физико-химические.

К механическим способам бурения относятся: вращательное бурение, ударное, ударно-вращательное¹ и вращательно-ударное². Эти способы являются наиболее распространенными.

К физико-химическим способам бурения относятся: термическое бурение, взрывное, гидравлическое, электрогидравлическое и ультразвуковое. Из этих способов в производстве применяются термический и взрывной. Остальные способы находятся еще в стадии разработки и лабораторного исследования.

Вращательный способ бурения применяется преимущественно в породах мягких и средней крепости с коэффициентом крепости $f = 1 - 10$ по шкале проф. М. М. Протоdjяконова (при бурении взрывных скважин алмазным инструментом вращательное бурение может применяться и в самых крепких породах), ударный способ — в породах более крепких ($f = 6 - 20$).

Ударно-вращательный способ бурения, в котором соединены положительные стороны вращательного и ударного способов, применяется в породах средней крепости и весьма крепких ($f = 6 - 14$), вращательно-ударное — в породах от средней крепости до очень крепких ($f = 6 - 20$).

При любом механическом способе бурения разрушение породы от воздействия бурового инструмента может быть объемное, поверхностное или усталостное [21].

Объемное разрушение происходит в том случае, когда давление лезвий инструмента на породу превосходит твердость породы на вдавливание (критическое напряжение), т. е.

$$f > C_{вд}, \quad (92)$$

¹ Вращательное бурение с приложением к буру небольших ударных нагрузок с большой частотой ударов.

² Ударное бурение с приложением к буру «большого осевого усилия и крутящего момента».

где P — осевое усилие на буровой инструмент, $\kappa\Gamma$ ($1 \kappa\Gamma = 9,81 \text{ н}$);
 F — общая площадь контактов лезвий инструмента с породой, см^2 ;
 $c_{\text{вд}}$ — твердость породы на вдавливание, $\kappa\Gamma/\text{см}^2$ ($1 \kappa\Gamma/\text{см}^2 = 9,81 \cdot 10^4 \text{ н/ж}^2$).

В этом случае лезвия бурового инструмента будут эффективно внедряться в породу и разрушать ее.

Поверхностное разрушение будет при $\frac{P}{F} < c_{\text{вд}}$. В этом случае разрушение породы будет происходить только вследствие истирания ее. Этот вид разрушения весьма неэффективен и его следует избегать.

Усталостное разрушение породы происходит также при $\frac{P}{F} < c_{\text{вд}}$, если в результате многократного силового воздействия твердость породы $a_{\text{вд}}$ снижается и на забое периодически возникают условия для объемного разрушения. Этот вид разрушения также неэффективен и его следует избегать. Усталостное разрушение породы имеет место при дробовом бурении и иногда при ударном, когда $J < a_{\text{вд}}$.

§ 43. Принцип и теория вращательного бурения

При (вращательном бурении шпуров рабочим инструментом является резец, которому буровая машина сообщает через буровую штангу вращательное и поступательное движение.

Принцип вращательного бурения заключается в следующем. Под непрерывным действием силы P (рис. 82), создающей поступательное движение, резец углубляется в породу, раздавливая ее лезвием. Под действием силы Q , создающей вращательное движение, резец снимает стружку породы толщиной h . Разрушенная порода выдвигается из шпура витками спиральной буровой штанги или потоком воды.

Процесс снятия резцом стружки породы происходит следующим образом. В начале бурения плоскость забоя перпендикулярна оси вращения (направлению подачи) резца. Затем при вращении и осевом перемещении резца она станет наклонной, а перед передней гранью каждого пера резца будет уступ высотой h , называемый толщиной стружки. Передняя грань пера резца соприкасается с породой не по всей толщине стружки; площадь соприкосновения — величина переменная. В начальный момент после скалывания очередного элемента стружки площадь соприкосновения незначительна (рис. 82, положение /). Затем по мере вращения резца (при этом происходит смятие породы передней гранью) и осевого перемещения (при этом происходит разрушение породы под лезвием пера резца) площадь соприкосновения передней грани с породой увеличивается до тех пор, пока возникающее при этом усилие не превзойдет предела прочности породы по плоскости скалывания. В этот мо-

мент происходит образование нового элемента стружки (рис. 82, положение II). Откол элементов стружки происходит под углом скалывания φ который равен $150\text{--}160^\circ$ и не зависит от крепости породы и геометрической формы резца [15].

Скорость бурения зависит от ряда факторов, главными из которых являются: осевое усилие, скорость вращения резца, крепость породы, форма и материал резца и способ удаления разрушенной породы.

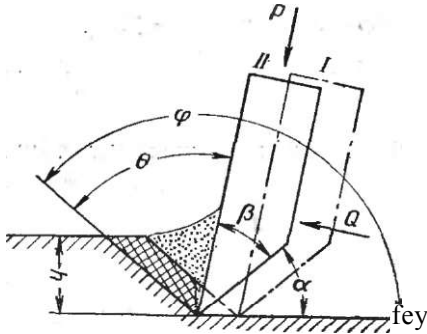


Рис. 82. Схема разрушения породы резцом при вращательном бурении

Вследствие сложности вопроса общепризнанной теории бурения еще нет, но имеется ряд рабочих гипотез [21, 22, 24].

Согласно гипотезе проф. Л. А. Шрейнера [15], при вращательном бурении каждая точка лезвия резца описывает в шпуре винтовую линию. Толщина снимаемой стружки (толщина скалываемого слоя породы) и скорость бурения зави-

сят от осевого усилия на единицу длины лезвия P_1 и числа оборотов резца. Усилие P_1 и давление резания Q_1 , отнесенные к единице длины лезвия, определяются из формул:

$$P_1 = a_m F_1 + f m b c_{СК}; \quad (93)$$

$$Q_1 = m b a_{СК} - f - f a_{ВА} F_1, \quad (94)$$

где $a_{ЕД}$ — сопротивление породы вдавливанию;

F_1 — площадь контакта лезвия с породой (на единицу длины лезвия);

f — Коэффициент трения;

b — толщина стружки;

$c_{СК}$ — сопротивление породы скалыванию;

$$m = \frac{1}{\sin \theta' (\sin \theta - \cos \theta)}$$

θ — угол между передней гранью резца и плоскостью скалывания;

$\theta' = 90^\circ - \theta$ (см. рис. 82).

Вследствие сложности расчетов теоретическими формулами обычно не пользуются.

При расчете производительности или скорости бурения, а также при выборе режима бурения (осевого усилия и скорости вращения резца) пользуются данными практики или экспериментов.

На рис. 83 приведены кривые зависимости скорости бурения и потребляемой мощности от осевого усилия P и скорости вращения n при бурении в тонкозернистом песчанике (данные исследова-

ний ДонУГИ). Из кривых видно, что скорость бурения повышается с увеличением числа оборотов, «о до известных пределов. Так, максимальная скорость бурения получена при 250—300 об/мин и при осевом усилии 830 кг. При меньшем числе оборотов скорость бурения и энергетические затраты снижаются, а при большем числе оборотов (более 300) скорость бурения снижается, а энергетические затраты на единицу длины или объема шпура повышаются. Это объясняется действием фактора времени — при большем числе оборотов

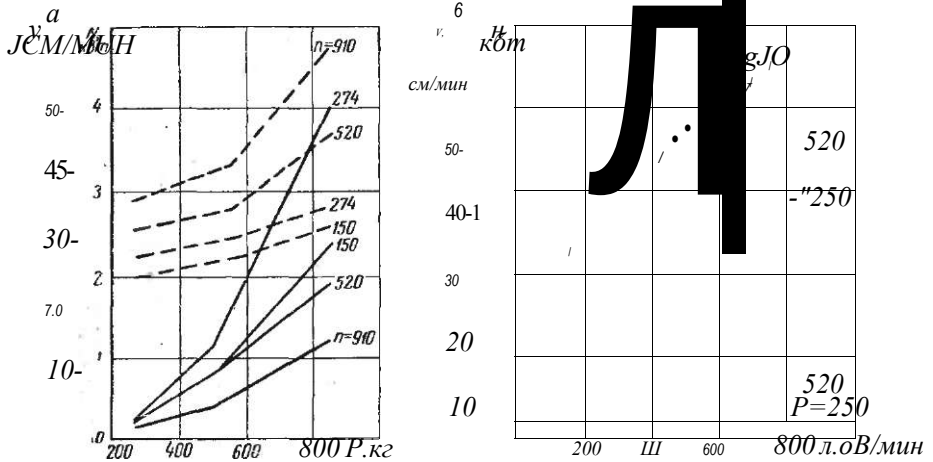


Рис. 83. Кривые зависимости скорости бурения v (сплошная линия) и потребляемой мощности N (пунктирная линия):
а — от величины осевого усилия P , б — от скорости вращения n

уменьшается продолжительность действия внешних сил по контакту между режущим инструментом и породой в каждом данном положении [15]. Кроме того, большое значение имеет интенсивность удаления из-под резца разрушенной породы.

При определении рационального режима бурения можно руководствоваться ориентировочными данными, приведенными в табл. 22, составленной на основании работ А. Д. Имаса (ДонУГИ).

Таблица 22

Порода	Коэффициент крепости пород, f	Скорость вращения резца, об/мин	Осевое усилие на резец, кг	Ожидаемая скорость бурения, см/мин
Каменный уголь и антрацит	1,5—2	600—1500	40—120	200—600
Глинистый сланец	3—4	600—400	150—450	200-150
Песчаник средней крепости	6	450—300	600—800	100
Крепкий песчаник	4	8—10	350—200	30—50

§ 44. Принцип и теория ударного бурения

В породах с коэффициентом крепости $f > 6$ по шкале проф. М. М. Протодьяконова применяется преимущественно ударное бурение шпуров. При ударном бурении рабочим инструментом яв-

ляется бур — стальной стержень диаметром 22—32 мм, имеющий плоский затыльник с одного конца и коронку с заостренным лезвием с другого. Принцип ударного бурения состоит в следующем. При ударе по затыльнику бура лезвие сминает породу и внедряется в нее на глубину h , образуя щель (рис. 84, а). При сильном ударе энергия его может через смятую породу передаваться на боковые поверхности щели и вызвать скалывание породы сбоку щели. Но в шпуре при малой поверхности забоя, порода зажата и скалывание ее по бокам щели очень мало (рис. 84, а и б).

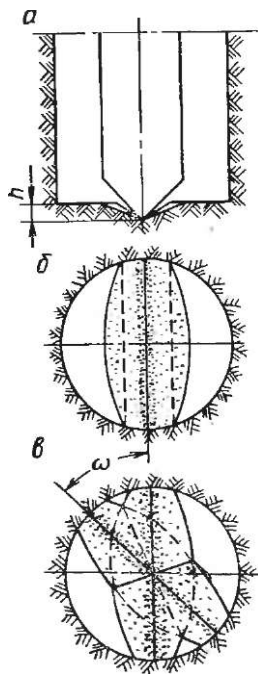


Рис. 84. Схемы разрушения породы при ударном бурении

После первого удара бур поворачивается на некоторый угол ω и снова наносится удар по буру, при этом лезвие делает в породе новую борозду (рис. 84, в). При достаточной силе удара и глубине разрушения h секторы породы в пределах угла $\omega >$ скалываются в момент образования второй борозды. Образовавшаяся породная мелочь удаляется из шпура водой или воздухом.

случае характеризуется динамической твердостью, т. е. сопротивлением породы вдавливанию инструмента при ударном характере приложения внешних сил. Динамическая твердость породы (кварцитов и известняков) приблизительно в 8—9 раз меньше, чем их статическая твердость [15].

Поверхность забоя при ударном бурении шероховата, вследствие чего величина сопротивления вдавливанию является переменной. Роль трения в процессах ударного бурения во много раз меньше, чем при бурении долотами режущего типа, что повышает к. п. д. разрушения и уменьшает износ долот.

Вследствие сложности процесса разрушения горной породы при ударном бурении до сих пор еще нет общепризнанной теории

Как видно из рис. 84, значительная часть площади забоя шпура (ближе к центру) подвергается повторным ударам, вызывающим переизмельчение породы. Чем меньше угол поворота бура после каждого удара, тем большая часть площади забоя будет подвергаться бесполезным повторным ударам. Однако угол поворота ω не должен быть очень большим, иначе порода не будет скалываться, а будет сминаться лезвиями бура при следующем цикле поворотов его.

• Л. А. Шрейнер [15] считает, что при ударном бурении порода разрушается только вследствие вдавливания долота и что других факторов, вызывающих разрушение породы, нет. Сопротивление породы в таком

этого процесса. Ряд рабочих гипотез и теорий созданных советскими и зарубежными учеными, хотя и не исчерпывают полностью всех вопросов механизма разрушения породы, но частично освещают отдельные вопросы [22, 23].

Процесс ударного бурения -прерывистый (порода разрушается только в момент удара), а вращательного — непрерывный. Вследствие этого вращательное бурение (в тех породах, где оно применимо) более производительно, чем ударное. Энергетические затраты на единицу объема шпура или скважины при вращательном бурении, при котором порода разрушается главным образом за счет скалывания, меньше, чем при ударном бурении. Если учесть еще, что ударное бурение шпуров осуществляют пневматическими буровыми машинами, которые потребляют более дорогую энергию, чем электрические машины вращательного бурения, то преимущества -последнего будут еще заметнее.

§ 45. Принцип и теория ударно-вращательного бурения

Ударно-вращательное бурение является в принципе вращательным бурением, но таким, при котором буровой инструмент, кроме воздействия большого статического осевого усилия и крутящего момента, подвергается еще воздействию динамических нагрузок — ударов. Благодаря этому резец (коронка) лучше внедряется в породу и снимает более толстую стружку. В результате этого производительность ударно-вращательного бурения (в породах с коэффициентом крепости $f = 6-5-14$) больше, а энергетические затраты на единицу длины или объема шпура меньше, чем при вращательном или при ударном бурении.

Если статическое осевое усилие P значительно превосходит силу отдачи, возникающую в момент удара, то резец будет внедряться в породу не только в момент удара, но и на протяжении всего интервала между смежными ударами, и поверхность забоя в этом интервале будет наклонной (рис. 85, а). Если статическое осевое усилие достаточно лишь для преодоления сил отдачи, то поверхность забоя в интервале между соседними ударами не будет иметь наклона (рис. 85, б). В первом случае имеет место ударно-вращательное бурение, во втором — вращательно-ударное. Последний вид бурения менее производителен, чем первый. Применять его можно в породах очень крепких ($f > 14$), где статическое осевое усилие, практически достижимое при бурении шпуров ($P \sim 1500 \text{ кГ}$), не может обеспечить внедрение резца в породу. В этом случае в целях уменьшения трения и износа коронок осевое усилие устанавливают в $300-500 \text{ кГ}$, крутящий момент сохраняют на уровне $2500-3000 \text{ кГсм}$, а энергию удара целесообразно увеличить до $7-9 \text{ кГм}$ [25].

Рациональная область применения ударно-вращательного бурения — породы с коэффициентом крепости $f = 6-5-14$. В породах менее крепких более экономично вращательное бурение электрическими буровыми машинами. В породах с коэффициентом крепости

$f > 14$ ударно-вращательное бурение превосходит ударное бурение по скорости бурения на одну машину, но приблизительно равноценно ему по производительности труда бурильщика и по стоимости бурения 1 ж шпура [25].

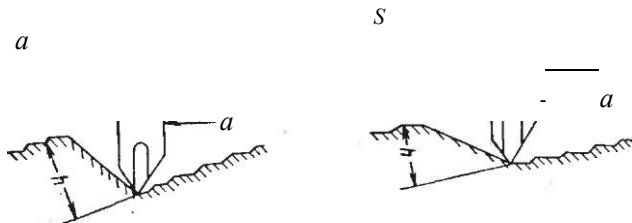


Рис. 85. Схемы, поясняющие принцип ударно-вращательного вращательно-ударного бурения

Глава XI

БУРОВОЙ ИНСТРУМЕНТ ДЛЯ БУРЕНИЯ ШПУРОВ

§ 46. Буровой инструмент для вращательного бурения шпуров

Буровые штанги изготовляют из прутков углеродистой стали марок У8, У9 и У10. Прутки витые длиной 5—7 м; форма поперечного сечения прутков ромбическая с притуплёнными ребрами (рис. 86), размеры сечения 18 X 36 мм. Витками при бурении выдается из шпура измельченная порода.

Буровые штанги нарезают длиной от 0,7 до 5 ж с интервалом 0,7 м при бурении колонковыми электросверлами. Для бурения ручными электросверлами применяют штанги длиной 1,2 и 3 ж.

Штанга с одного конца имеет хвостовик для закрепления в патроне буровой машины, а с другого конца — гнездо для закрепления резца.

Для получения ровных и прямолинейных шпуров и хорошего удаления в процессе бурения буровой мелочи длина шага витка штанг должна быть 60—90 мм, а соотношение между диаметрами резцов и буровых штанг должно находиться в пределах 1,1—1,2. При истирании штанг о стенки шпура это соотношение постепенно увеличивается, достигая 1,4. Такие штанги становятся непригодными к работе: они плохо выдают буровую муку и заштыбовываются в шпуре, а шпур при бурении получается неровным, извилистым, что затрудняет его зарядание.

В породах с коэффициентом крепости $f > 5$ целесообразно применять мокрое бурение, т. е. бурение с непрерывной подачей через канал буровой штанги воды в шпур для удаления буровой мелочи. При мокром бурении повышается производительность буровой машины и стойкость резцов.

Рис. 86. Витая сталь для буровых штанг

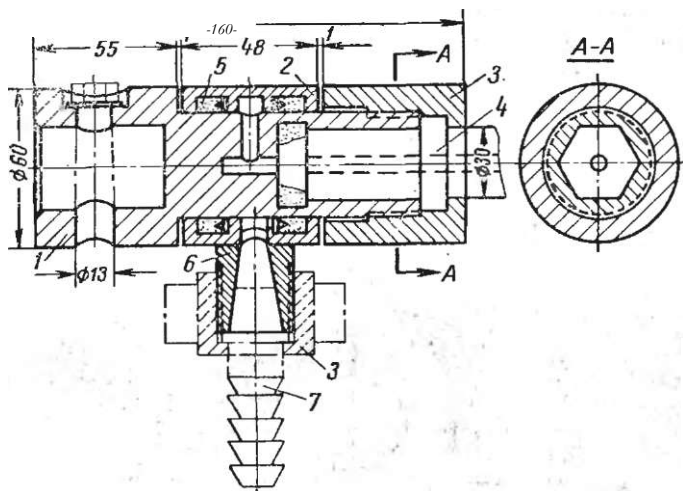


Рис. 87. Устройство для бокового подвода воды к буровой штанге:

1 — патрон; 2 — промывочная муфта; 3 — накидные гайки; 4 — буровая штанга; 5 — резиновые obtюраторы; 6 — штуцер промывочной муфты; 7 — ниппель водяного шланга

При мокром бурении применяют пустотелые штанги из стальных труб или из прутков шестигранной пустотелой буровой стали. Вода в канал штанги подается через промывочную муфту, надеваемую на патрон (рис. 87) или непосредственно на хвостовик буровой штанги (см. рис. 109).

Резцы. Съемные резцы изготовляют ковкой или штамповкой из тех же сортов углеродистой стали, что и буровые штанги. Резец

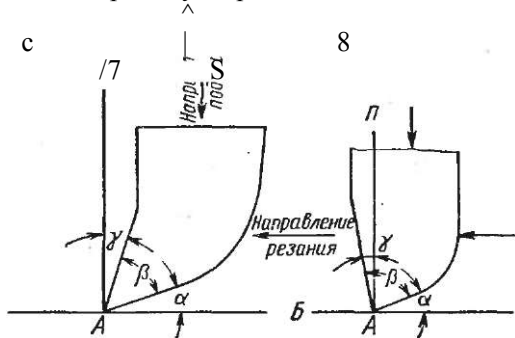


Рис. 88. Формы резцов:

а — с положительным передним углом заточки κ ; б — с отрицательным передним углом заточки π

твердость и вязкость металла, оказывает большое влияние на устойчивость реза против истирания и поломок и на скорость бурения.

имеет два пера и хвостовик для соединения со штангой. Каждое перо со стороны передней рабочей грани армируют пластинкой твердого сплава ВК-6 или ВК-8 толщиной 3—4 мм. Пластика твердого сплава выдерживает от 8 до 15 заточек, в зависимости от степени затупления реза.

Геометрическая форма реза, так же как

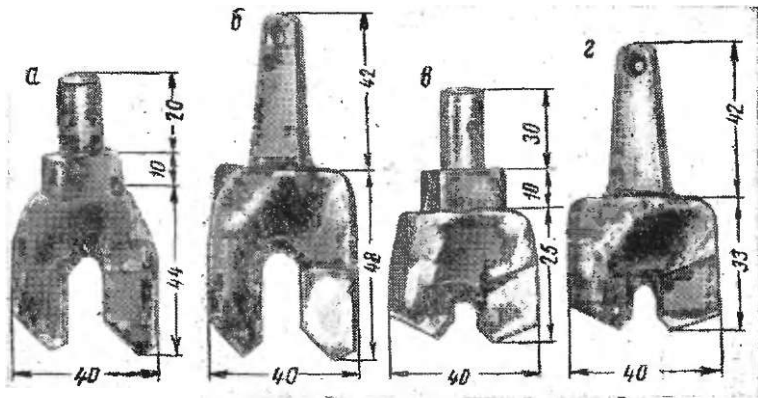


Рис. 89. Резцы

В плоскости нормальной к лезвию пера реза (рис. 88) различают такие элементы геометрической формы реза: угол заострения лезвия ρ , задний угол заточки α , передний угол заточки τ . Принято считать, что угол имеет положительное значение (знак +),

если он расположен вправо от плоскости $ПА$ (рис. 88, *а*) и отрицательное значение (знак —), если он расположен влево от плоскости* ЯЛ (рис. 88, *б*).

Сумма углов $\alpha + \rho + \gamma = 90^\circ$.

На основании данных практики можно рекомендовать следующие величины углов заточки резцов:

угол заострения лезвия ρ должен быть: $60\text{--}65^\circ$ при бурении по крепким породам, $50\text{--}60^\circ$ при бурении по очень крепким углям, $45\text{--}50^\circ$ при бурении по углям средней крепости;

задний угол заточки α следует (принимать не менее $25\text{--}30^\circ$, так как при меньших углах затрудняется внедрение резца в породу; передний угол заточки γ следует брать в пределах от 0 до 5°).

Для бурения по углю и другим слабым горным породам применяют резцы с узкими длинными перьями (рис. 89, *с* и *б*). Для крепких пород применяют резцы с короткими и более широкими и прочными перьями (рис. 89, *в* и *г*). Для мокрого бурения резцы делают с хвостовиками круглого сечения и осевым каналом, открывающимся в рассечке между перьями резца (рис. 89, *с* и *в*). Хвостовики крепят в штангах шплинтами.

§ 47. Буровой инструмент для ударного бурения шпуров

Буры со сплошными коронками. При ударном бурении шпуров применяют буры со сплошными и съёмными коронками.

Бур (рис. 90, *г*) состоит из коронки, или головки, *А*, стержня, или штанги, *Б* и хвостовика *В*, отделенного от стержня буртиком *Г*. Хвостовик бура вставляется в патрон бурового молотка и должен иметь длину и диаметр, соответствующие патрону.

В коронке различают перья 1 (в крестовой коронке четыре пера), которые имеют лезвие 2 и подушку 3. Высота лезвия h равна $4\text{--}8$ мм, в зависимости от диаметра коронки. Боковая поверхность коронки конусная; конусность или угол схода для лезвия $\psi = 5\text{--}7^\circ$, для подушки ($\Omega = 14\text{--}15^\circ$). Вследствие малой величины угла схода пера на участие лезвия истирание боковой поверхности коронки происходит медленнее. Угол заострения лезвия ρ принимается в пределах $70\text{--}110^\circ$.

В трещиноватых породах применяют крестовые и двухдолотчатые коронки, в нетрещиноватых — долотчатые.

По оси бура проходит канал диаметром $6\text{--}9$ мм, по которому подается воздух или вода для очистки шпура от измельченной породы (пыли). Если пыль удаляется из шпура способом отсасывания ее через канал бура, то диаметр его должен быть не менее 9 мм ($9\text{--}13$ мм) для свободного прохода более или менее крупных частиц измельченной породы.

Буры изготовляют из прутков углеродистой инструментальной стали У7А, У8А, У9, а также из стали 55С2 круглого или шестигранного поперечного сечения диаметром $22\text{--}32$ мм.

Комплект (набор) буров для бурения шпуров длиной более $1\text{--}1,5$ м состоит из двух и более буров. Первый бур — забурник

имеет длину 0,7—1 м. Каждый последующий бур на 0,7—1 м длиннее предыдущего. Диаметр коронки каждого последующего бура в комплекте на 2—3 мм меньше диаметра коронки предыдущего бура. Количество буров в комплекте зависит от крепости породы и глубины шпура.

Буры со сплошными стальными коронками в настоящее время применяются редко и только при бурении шпуров в породах некрепких и малоабразивных. На некоторых рудниках для бурения шпуров в крепких породах применяют буры со сплошными коронками,

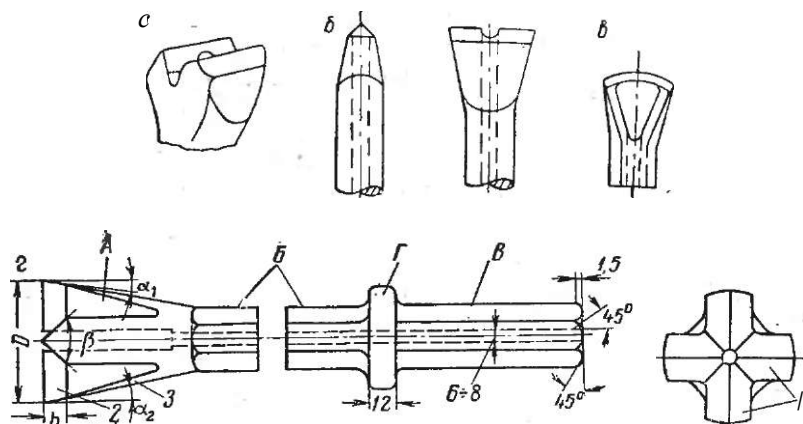


Рис. 90. Формы сплошных коронок:
 а — двухдолотчатая; б — долотчатая с прямым лезвием; в — долотчатая с закругленным лезвием; г — бур с крестовой короной

армированными пластинками твердых сплавов. Изготовление таких буров и армирование их твердыми сплавами производится в бурозаправочных мастерских рудников.

Буры со съемными коронками. В породах с коэффициентом крепости $f > 6$ применяют буры со съемными коронками. Они имеют то преимущество, что затупившиеся коронки снимают с буровых штанг и отправляют на заточку в мастерскую. Благодаря этому значительно облегчается и удешевляется транспортирование инструмента к забою и обратно.

Чем крепче и абразивнее порода, тем больше расход буров, а следовательно, тем выгоднее применение буров со съемными коронками.

•Соединение съемных буровых коронок с буровой штангой осуществляется с помощью резьбового или конусного крепления (рис. 91). При конусном соединении в шейке коронки делается гладкостенное конусное углубление с концевым углом конусности $3^{\circ}30'$. Конец буровой штанги протачивают с таким же углом конусности. Коронка при ударном бурении заклинивается и хорошо удерживается на штанге.

Коронку снимают со штанги с помощью съемника (рис. 92). Для снятия коронки 1 на штангу 2 надевают шайбу 3. Затем бур укладывают в корпус 4 съемника и закрепляют в нем клином 5. После этого между шайбой 3 и передней плоскостью корпуса 4 съемника вбивают клин 6. При этом шайба 3 упирается в шейку коронки и снимает ее со штанги.

Коронки выпускаются долотчатой, крестовой и Т-образной формы. Для их изготовления употребляются сталь У8А, Ст. 45, а также (для коронок с прерывистым лезвием) легированные стали 12ХНЗА, 18ХГТ и 30ХГТ. В коронках путем штамповки, фрезерования, строгания или сверления делают пазы. В пазы вставляют плотно пригнанные пластинки или стержни твердых сплавов и припаивают их бронзой или медью-

Пластинки и стерженьки изготовляют из вольфрамо-кобальтовых металлокерамических сплавов с различным содержанием этих компонентов. Вольфрам входит в сплав в виде карбида вольфрама, содержащего 93,8% вольфрама и 6,2% углерода. Карбид вольфрама является компонентом, сообщающим твердость сплаву. Кобальт является цементирующим компонентом; с повышением количества кобальта вязкость сплава увеличивается, но твердость уменьшается.

армирования резцов и коронок применяют сплавы ВК-6, ВК-8, ВК-15, ВК-6В и ВК-8В. Номер сплава соответствует процентному содержанию в нем кобальта.

Сплавы ВК-6 и ВК-8 ударных нагрузок не выдерживают и применяются только при вращательном бурении для армирования коронок

при ударном бурении ручными буровыми молотками в породах с коэффициентом крепости f не более 10, сплав ВК-8В — при бурении ручными и легкими колонковыми молотками в породах с коэффициентом крепости f не более 15, сплав ВК-15 — при бурении в более крепких породах и более тяжелыми молотками. Сплавы ВК-6В и ВК-8В, спекаемые в восстановительной атмосфере водорода, обладают большей вязкостью, чем сплавы ВК-6 и ВК-8.

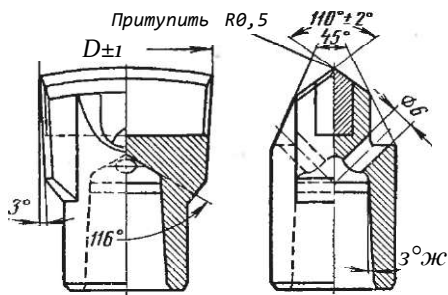


Рис. 91. Съемная коронка с конусным замком

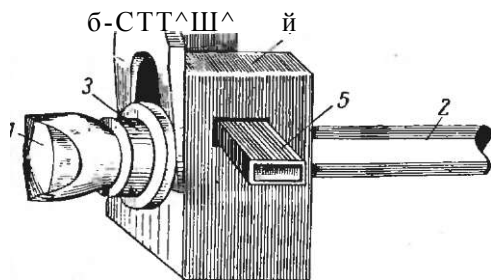


Рис. 92. Съемник коронок

Вольфрамо-кобальтовые твердые сплавы обладают красностойкостью и сохраняют свои механические свойства даже при очень высоких температурах (порядка 1000°).

Съемные коронки, армированные пластинками из сплава ВК, выдерживают 8—10 заточек. От заточки до затупления такая коронка пробуривает в 30—50 раз больше шпурометров, чем обычная стальная закаленная коронка, и обеспечивает большую скорость бурения.



Рис. 93. Коронки с прерывистыми лезвиями, армированные твердыми сплавами:

а — долотчатая, армированная стерженьком (в центре) и двумя короткими пластинками; б — Т-образная, армированная стерженьком и тремя пластинками

Более рациональными являются коронки с прерывистым лезвием (рис. 93), армированные пластинками или стерженьками твердого сплава. Благодаря зубчатой форме лезвия значительно меньшие участки забоя шпура подвергаются повторным ударам и разбуренная порода имеет более крупные зерна. Благодаря этому скорость чистого бурения повышается на 30—40% по сравнению со скоростью бурения долотчатой коронкой со сплошным лезвием. Недостаток их — сложность изготовления и заточки.

При бурении в крепких породах шпуров большого диаметра (60—75 мм) и скважин диаметром до 110 мм применяют ступенчатые коронки (рис. 94). Опережающая коронка с долотчатым лезвием выступает над основной на 50—70 мм и соединяется с последней заклинивающимся конусным замком. С буровой штангой основная коронка соединяется таким же замком. Применение ступенчатой коронки устраняет переизмельчение породы и повышает скорость бурения. Параллельное расположение лезвий основной коронки облегчает их заточку.

Съемные буровые коронки, армированные твердыми сплавами, надо своевременно затачивать и не допускать на конце лезвия площадки затупления шириной более 2—2,5 мм. Чрезмерное затупление снижает скорость бурения и увеличивает расход твердого сплава.

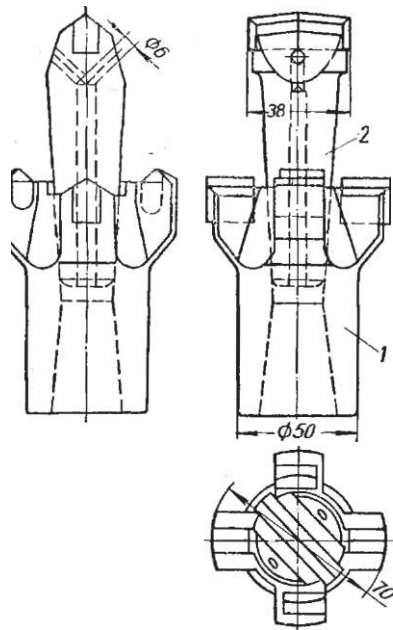
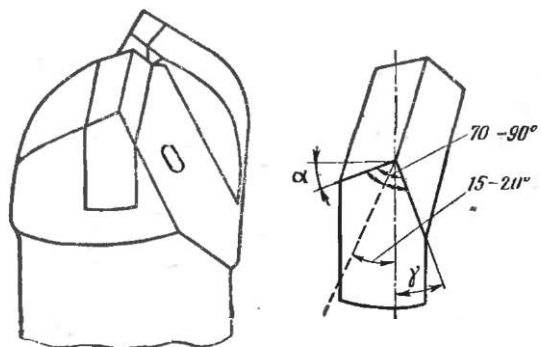


Рис. 94. Ступенчатая коронка:
—1— основная коронка; 2— опережающая



Вис. 95. Форма коронки для ударно-вращательного бурения

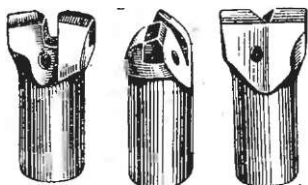


Рис. 96. Коронки для ударно-вращательного бурения:
 а — для пород средней крепости; б — для пород весьма крепких

Буровые штанги под съемные буровые коронки* армированные твердыми сплавами, делают из стали У7А и У8А. При бурении молотками с частотой 2500—4000 ударов в минуту следует применять буровые штанги из стали 55С2 и 95ХМА; стойкость первых в 1,2 раза, а вторых в 3 раза выше, чем штанги из стали У7А. Набор штанг зависит от глубины шпуров. Шпуры глубиной до 1,5—2,5 м бурят одним буром. Более глубокие шпуры бурят комплектом буров, состоящим из штанг разной длины, на которых заранее крепят коронки разных диаметров. Разница в диаметрах двух соседних коронок берется в пределах 0,5—1,5 мм, в зависимости от крепости и абразивности породы. При бурении ручными бурильными молотками разница в длине двух соседних буровых штанг составляет около 1—1,5 м. При бурении молотками, оборудованными механической подачей (колонковые и телескопные молотки), разница в длине соседних штанг должна быть не больше длины хода механического податчика или телескопного устройства.

§ 48. Буровой инструмент для ударно-вращательного бурения шпуров

Буровая коронка для ударно-вращательного бурения по своей форме занимает промежуточное положение между резцом для вращательного бурения и коронкой для ударного бурения (рис. 95). Коронка двухперая, ширина рассечки между перьями 6—8 мм для пород весьма крепких и 12 мм для пород средней крепости (рис. 96). Перья коронки короткие и массивные, армированы пластинками твердого сплава ВК-6В или ВК-8В, заостренными несимметрично: передний угол заточки $\gamma = -20'$ и 25° , задний угол заточки $\alpha = 40$ -г- 25° , угол заострения $\rho = 70$ -г- 90° . Лезвия перьев располагаются не по диаметру коронки, не в одну линию, а по двум параллельным хордам, смещенным одна относительно другой на 3—5 мм. Буровые штанги круглого сечения диаметром 30 мм, с осевым каналом диаметром 8—9 мм.

Соединение коронок с буровыми штангами клиновое и резьбовое. Штанги делают из легированных сталей, содержащих хром, молибден и никель. Стойкость буровых штанг 1000—6000 шпурометров. Стойкость буровых коронок 20—8 шпурометров в породах с коэффициентом крепости $f = 6$ -4- 12 и 8—4 шпурометра в породах с коэффициентом крепости $f = 12$ -f- 16.

Глава XII

БУРОВЫЕ МАШИНЫ ДЛЯ ВРАЩАТЕЛЬНОГО БУРЕНИЯ ШПУРОВ

§ 49. Классификация буровых машин

Буровые машины для вращательного бурения шпуров классифицируются по виду применяемой энергии на электрические — электросверла, пневматические — пневмосверла и гидравлические —

гидросверла. По величине массы буровые машины делятся на ручные (масса до 23 кг), которыми бурят с руки, и колонковые (масса до 120 кг), укрепляемые при бурении на колонках или иных поддерживающих устройствах.

Ручные электросверла и пневмоверла применяют для бурения шпуров по углю, антрациту, гипсу, по углистым и глинистым сланцам и другим породам с коэффициентом крепости по шкале проф. М. М. Протодяконова не более 2—3. При породах с коэффициентом крепости не более 3—4 применяют также ручные буровые машины, но с принудительной (механической) подачей.

Колонковые буровые машины применяют в породах с коэффициентом крепости $f = 3-4-10$.

Электрическая энергия примерно в 15 раз дешевле пневматической, поэтому электросверла имеют значительно большее применение, чем пневмосверла. Последние используют лишь в тех весьма опасных по взрывчатым газам и пыли шахтах, где применение электромашин в забоях запрещено горнотехнической инспекцией.

Гидросверла применяют в забоях, разрабатываемых гидравлическим способом, где требуется предварительное ослабление массива угля взрывным способом.

§ 50. Ручные электросверла

Ручные электросверла, применяемые в настоящее время, имеют классу-от 12 до 23 кг, мощность двигателя 1,2—1,4 *квт*. Вращение от двигателя к штанге передается посредством двухступенчатого или одноступенчатого редуктора (рис. 97). Электросверло с одноступенчатым редуктором (например, электросверло ЭР-15) более быстроходно, скорость вращения шпинделя 710—1200 *об/мин*. Электросверла с двухступенчатым редуктором (ЭР-16, ЭРП-20, СЭР-19, СЭР-19Д, СЭР-20) менее быстроходны (от 300 до 700 *об/мин*), но имеют соответственно больший крутящий момент (180—280 *кГ·см*) и поэтому могут применяться для бурения по более крепким углям и по некрепким сланцам. Скорость вращения шпинделя изменяют путем замены шестерен в редукторе электросверла.

Ручное электросверло состоит из следующих основных частей: короткозамкнутого асинхронного электродвигателя, выключателя тока, вентилятора, охлаждающего электродвигатель, и редуктора, передающего вращение от двигателя к патрону. Все эти части заключены в прочный силуминовый корпус (рис. 98).

В правой рукоятке электросверла находится курок, при нажатии на который система рычагов сообщает движение выключателю, контакты замыкаются и ток от кабеля проходит в обмотку статора. Когда нажатие на курок прекращается, пружина возвращает рычаги в исходное положение и ток выключается. Скорость бурения зависит от величины давления на резец и скорости вращения бура.

¹ Высокочастотные электросверла (СВЧ-2, ЭБР-7/3) имеют планетарный редуктор.

Сменная производительность труда бурильщика при бурении ручными электросверлами ЭР-16, СЭР-19Д и другими до углю средней крепости 80—100 шпурметров, а при хорошей организации и широком фронте работ достигает 200—250 шпурметров.

При бурении в крепких антрацитах и в сланцах средней крепости давление, создаваемое усилием бурильщика, недостаточно для внедрения резца. В этом случае применяют ручные электросверла с принудительной ('механической') подачей (рис. 99). Перед бурением

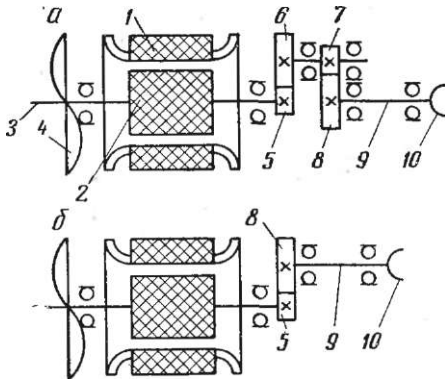


Рис. 97. Кинематические схемы ручных электросверл:

а — с двухступенчатым редуктором; б — с одноступенчатым редуктором; 1 — статор электродвигателя; 2 — ротор; 3 — вал ротора; 4 — вентилятор; 5 и 8 — роторная и шпindleльная шестерни; 6 и 7 — промежуточные шестерни; 9 — шпindleль; 10 — патрон

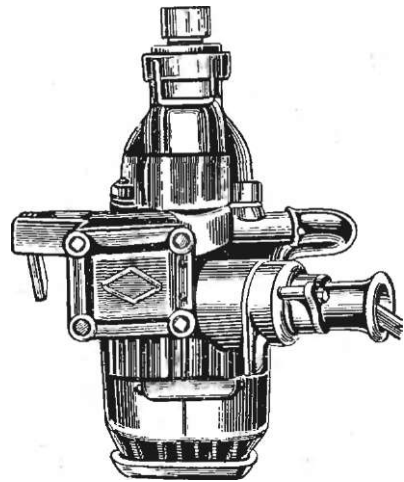


Рис. 98. Внешний вид ручного электросверла СЭР-20Д

вблизи забоя ставится распорная колонка 1. К ней прикрепляется конец стального канатика 2 диаметром 3 мм, второй конец которого закреплен на барабанчике 3 электросверла 4. При включении механической подачи барабанчик 3, вращаясь, натягивает канатик 2, создавая дополнительное усилие на буровую штангу и резец до 200 кг (1960 к).

Кинематическая схема электросверла ЭРП-20 (с механической подачей) приведена на рис. 100. Вращение от вала двигателя 1 передается на шпindleль 2 через редуктор, состоящий из шестерен 3, 4, 5 и 6. От дополнительной шпindleльной шестерни 7 вращение передается также шестерне 8, сидящей на червячном валике 9, а от него — червячной шестерне 10, гладкому валлику 11 и фрикционной муфте 12. На валлике 11 свободно сидит барабанчик 13 с фрикционной муфтой. С помощью шайбы 14 можно муфту трения 12 ввести в зацепление с муфтой барабанчика, тогда барабанчик 13 начинает вращаться вместе с муфтой 12 и валликом 11. Барабанчик, вращаясь, наматывает канатик и осуществляет принудительную механическую подачу электросверла на забой.

лие подачи, и переключатель, с помощью которого можно на ходу изменять скорость вращения и скорость подачи.

Для бурения шпуров под анкерную крепь и для заворачивания гаек анкеров выпускается электросверло СА-1 (рис. 102), имеющее некоторое конструктивное отличие от электросверла СРП-1.

Технические характеристики электросверла приведены в табл. 6 приложения.

Канализация электроэнергии. Ток к ручным электросверлам подводится гибким резиновым кабелем ГРШС 3Х 2,5 + 1 Х 1,5 или

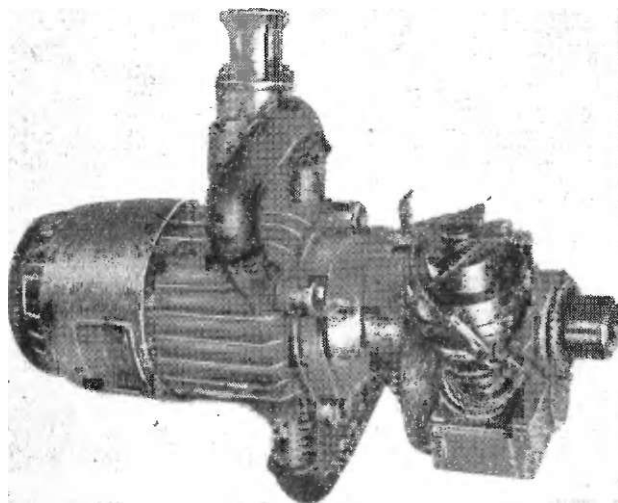


Рис. 101. Ручное электросверло с механической подачей СРП-1

ГРШС 3 Х 4 + 1 Х 2,5 (кабель четырехжильный, четвертая жила для заземления, сечение жилы 2,5 или 4 мм²).

Схема подвода тока к электросверлам, не имеющим дистанционного управления (ЭР-15, ЭР-16, ЭРП-20), показана на рис. 103, о. От трансформаторной камеры к забою по кабелю подводится ток напряжением 380 в, на котором работает большая часть забойных машин. Ручные электросверла, согласно требованиям Правил безопасности, должны питаться током напряжением 127 в. Поэтому вблизи забоя на штреке устанавливается передвижной (на салазках) трансформатор ТСШ-2,5, понижающий напряжение до необходимой величины. От этого трансформатора ток подводится гибким резиновым кабелем к штепсельному пускателю (ШБГР-51 или ШРВ-52). В кабельную воронку электросверла заделан конец отрезка кабеля длиной 10 м. На втором конце этого отрезка имеется штепсельная вилка, с помощью которой электросверло подсоединяется к штепсельному пускателю. По окончании аботы бурильщик

отключает электросверло от штепсельного пускателя, снимает с подвесок кабель и вместе с присоединенным к нему штепсельным выключателем выносит на штрек. Вблизи трансформатора на штреке должен быть ящик для хранения кабеля с пускателем и электросверла.

К электросверлам СЭР-19Д и СЭР-20Д, имеющим дистанционное управление, ток подводится несколько иначе. Для понижения напряжения с 380 до 127 в применяется трансформатор ТСШ-2М. Одна дополнительная вторичная обмотка трансформатора дает ток напряжением 24 в, от этой обмотки работают два магнитных пускателя, находящиеся в корпусе трансформатора. Трансформатор ТСШ-2М может обслуживать одновременно два электросверла. Электросверло соединено с трансформатором шестижильным кабелем ГРШС 3 X 4 + 3 X 2,5. Три жилы этого кабеля (сечением по 4 мм²) подводят ток напряжением 127 в непосредственно к обмоткам статора электродвигателя, минуя включатель, а две жилы (сечением по 2,5 мм²) подводят ток напряжением 24 в к клеммам включателя электросверла. При нажатии на включатель контакты замыкаются и ток напряжением 24 в протекает по жилам управления, затем по обмотке катушки магнитного пускателя. Магнитный пускатель включается и включает электросверло.

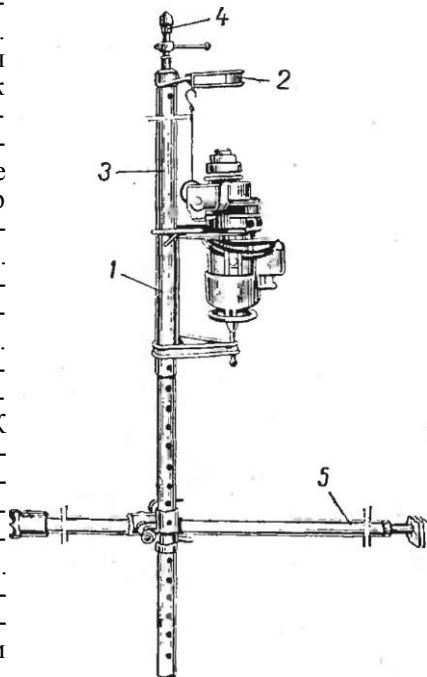


Рис. 102. Колонка и электросверло СА-1 для бурения шпуров иод анкерную крепь:

Шестая жила кабеля служит для заземления.

1 — катушка; 2 — люнет для буровой штанги; 3 — вертикальная распорная колонка; 4 — винт упора; 5 — горизонтальная распорная колонка

Для подключения электросверла к кабелю, идущему от трансформатора, служит штепсельная соединительная муфта СМ-6. Штепсельная розетка муфты соединена с кабелем, идущим от трансформатора ТСШ-2М, а штепсельная вилка этой муфты — с отрезком кабеля, идущим от электросверла.

Преимущества дистанционного управления следующие:

- включатель электросверла низкого напряжения (24 в) работает более надежно и более долгое время;
- меньше опасность поражения бурильщика током;

при выключенном электросверле кабель находится под напряжением 24 в.

Высокочастотное электросверло ЭБР-7/3 работает на токе напряжением 127 в и частотой 150 гц. Его достоинства — малая масса (8,8 кг) при мощности 1,2 кет. Недосток — необходимость в установке на участке преобразователя частоты, вследствие чего высокочастотные электросверла имеют небольшое применение.

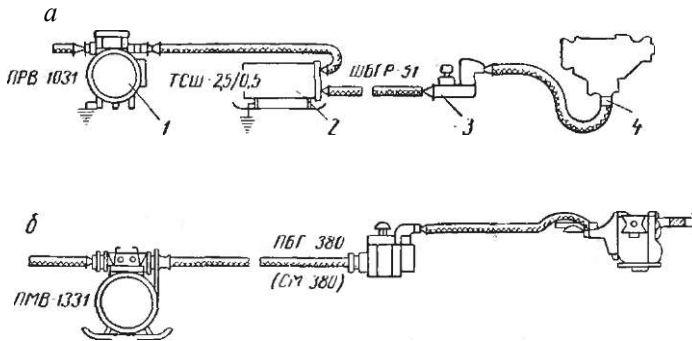


Рис. 103. Схема подвода электроэнергии к ручному (а) и колонковому (б) электросверлам:

1 — пускатель; 2 — трансформатор; 3 — штепсельный пускатель; 4 — кабельная воронка электросверла

§ 51. Ручные пневмосверла и гидросверла

Пневмосверла предназначены для бурения шпуров по углю в шахтах, опасных по газу или пыли, а также в шахтах, разрабатывающих крутопадающие пласты, где забойные машины работают на пневматической энергии. Для бурения шпуров по углю и по слабым сланцам применяются ручные пневмосверла СПР-11м и СПРП-15, последнее с принудительной подачей.

Пневмосверло (рис. 104) состоит из следующих основных частей: корпуса двигателя 1 с двумя рукоятками; пневматического двигателя 2 ротационного типа; верхней крышки 3 с частями регулировочного устройства; планетарного редуктора со шпинделем 4, заключенного в особом корпусе 5, примыкающем к передней крышке 6 корпуса двигателя; пускового устройства 7. Регулировочное устройство 8 предохраняет ротор от чрезмерного разгона на холостом ходу.

Сжатый воздух подводится от воздухопровода по гибкому резиновому шлангу к воздушному колену 9, закрепленному в рукоятке сверла гайкой 10. При нажатии на курок 11 вентиль 12, отодвигая пружину 13, подается навстречу воздуху и открывает ему доступ в полость цилиндра и к лопаткам ротора.

Вращение ротора передается через шестерню 14 редуктору, а через венцовую шестерню 15 — шпинделю 4 с патроном 16.

Техническая характеристика пневмосверл приведена в табл. 23.

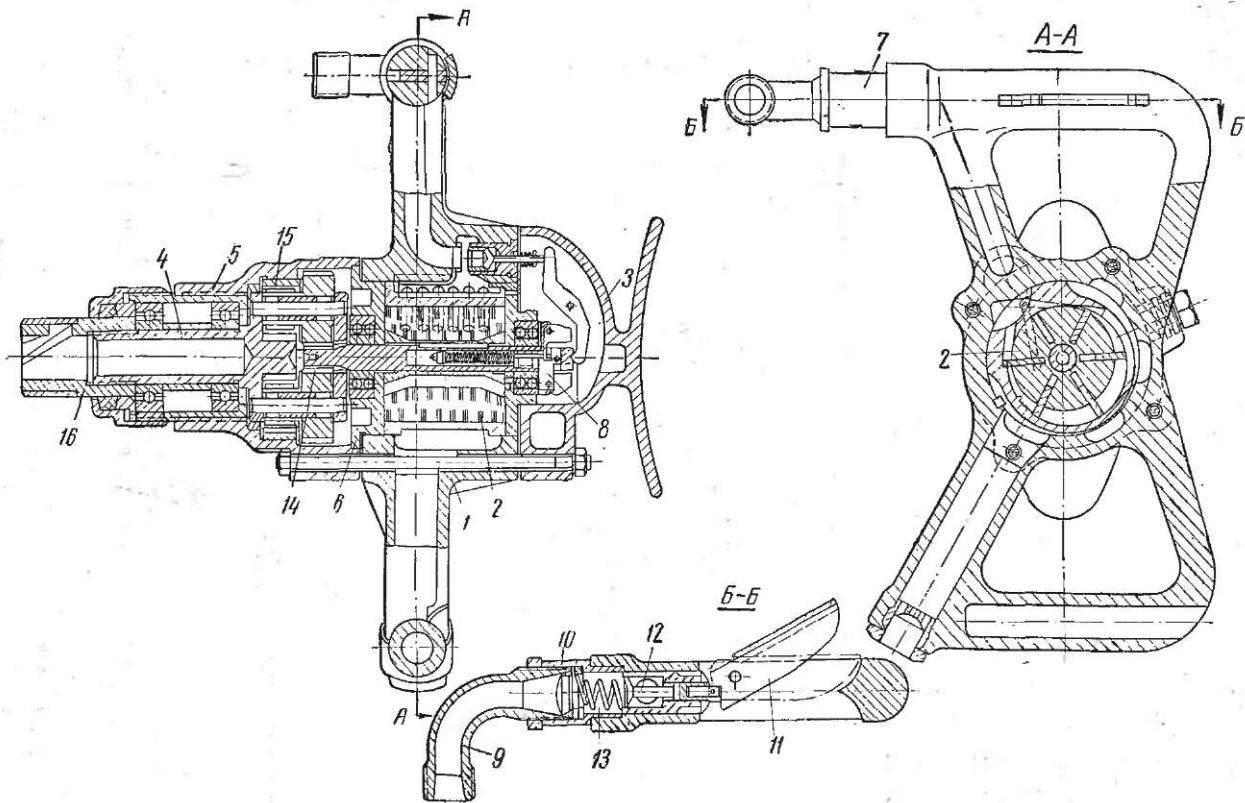


Рис. 104. Пневмосверло СПР-11

Сжатый воздух от воздухопровода подводится к пневмосверлу гибкими резиновыми шлангами длиной 11—30 м и внутренним диаметром 16 мм. Буровые штанги и резцы применяют те же, что и для ручных электросверл (но хвостовик штанги иной формы).

При бурении шпуров диаметром 42 мм по углю средней крепости скорость бурения составляет 500—750 мм/мин при скорости вращения шпинделя 515 об/мин и давлении воздуха 5 ат.

Гидросверла применяют в шахтах или на участках с гидродобычей для бурения шпуров по углю и по мягким породам. Гидросверло состоит из корпуса с рукоятками; рабочего колеса, или турбины; направляющего аппарата; пускового устройства (в правой рукоятке); двухступенчатого редуктора со шпинделем и патроном; направляющей сливной воронки.

Техническая характеристика гидросверла СГР-4м приведена в табл. 23.

Таблица 23

Показатели	Пневмосверло		Гидросверло
	СПР-Им	СПРП-15	СГР-4м
Мощность на шпинделе, <i>квт</i>	1,5	1,5	1,9
Крутящий момент на шпинделе, <i>кГсм (нм)</i>	492/278 (48/27)	477 (47)	286 (28)
Скорость вращения шпинделя, <i>об/мин</i>	290/515	300	650
Рабочее давление воздуха (воды), <i>ат</i>	5	5	30
Расход воздуха, <i>м³/мин</i>	2	2	5
Основные размеры, <i>мм</i> :			
длина	370	345	280
ширина	345	355	305
Масса сверла, <i>кг</i>	12	15	11

Скорость вращения и мощность турбины можно плавно регулировать пусковым устройством, изменяя положение иглы, открывающей выходное отверстие сопла. Это дает возможность вести за буривание на тихом ходу (как и при пневмосверлах).

Гидросверлом можно бурить шпуров горизонтальные и наклонные с углом наклона не более $\pm 40^\circ$ к горизонту. Для подключения к водопроводу применяется высоконапорный бронированный гибкий шланг внутренним диаметром не менее 16 мм.

§ 52. Колонковые электросверла

Область применения и конструкция электросверл. Колонковые электросверла применяют для бурения шпуров в горизонтальных и наклонных выработках в породах с коэффициентом крепости $f = 3-10$ по шкале проф. М. М. Протоdjяконова.

Колонковые электросверла имеют массу до 120 кг, мощность — до 4,5 квт, крутящий момент на патроне — до 4500 кГсм (440 нм), скорость вращения патрона — от 56 до 1000 об/мин, поступательное движение бура — от 0,9 до 5 мм за каждый оборот бура в зависи-

мости от крепости породы и осевое усилие на резец — до 1500 кг (14600 н).

Наиболее широкое распространение получили электросверла ЭБК-2А и ЭБК-5, выпускаемые Конотопекиным заводом.

Колонковое электросверло ЭБК-5 (рис. 105) имеет следующее устройство. В корпусе из алюминиевого сплава помещаются электродвигатель, редуктор, шпиндель или ходовой винт, переключатель переднего-заднего хода шпинделя и контроллер.

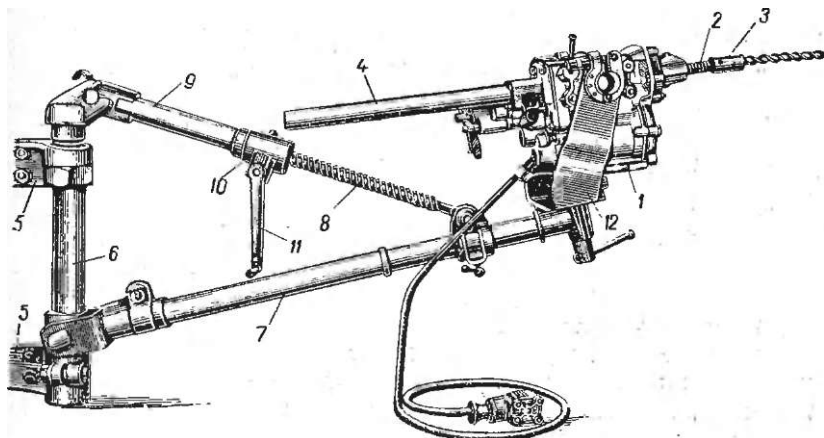


Рис. 105. Колонковое электросверло ЭБК-5 на манипуляторе МБИ-5у:
1 — корпус электросверла; 2 — шпиндель; 3 — патрон; 4 — защитная труба; 5 — кронштейн для крепления манипулятора; 6 — вертикальная колонка; 7 — стрела; 8 — винт; 9 — труба; 10 — обойма; 11 — рукоятка; 12 — вертлюг

Двухскоростной (1500 и 3000 об/мин) асинхронный электродвигатель трехфазного тока 380 в с короткозамкнутым ротором размещен в нижней части корпуса 1, прикрываемого передней и задней крышками. Шпиндель 2 с патроном 3 проходит в верхней части корпуса. С задней стороны в целях безопасности шпиндель закрыт защитной трубой 4. К корпусу электросверла прикреплены с боков две цапфы, служащие для закрепления электросверла на колонке или манипуляторе.

Электросверла ЭБК-5 и ЭБК-2А имеют дифференциально-винтовой механизм подачи шпинделя на забой.

Кинематическая схема электросверла показана на рис. 106. От двигателя 1 через роторную шестерню 2 и через две пары промежуточных шестерен 3—4 и 5—6 вращение передается шпиндельной шестерне 7 и втулке 8, вращающей шпиндель 9 посредством двух шлицев, входящих в шлицевые канавки шпинделя. На шпинделе 9 закреплен патрон 10. Шпиндель имеет левую двухзаходную ленточную резьбу с шагом витка 20 мм. Передний конец шпинделя проходит сквозь гайку 11, соединенную с шестерней 12. Гайка закреплена в подшипнике так, что поступательного движения не имеет, вращательное движение она получает от промежуточного валика 13 через шестерни 12 и 14. Промежуточные шестерни 6 и 5 вме-

сте с кулачковой муфтой **16** закреплены на общей втулке, свободно сидящей на промежуточном валике **13**. Вращаясь свободно вокруг промежуточного валика **13** и не увлекая его с собой, они передают вращение только шпинделю через шестерню **7** и втулку **8**. На заднем конце промежуточного валика **13** находится узел переключателя с кулачковой муфтой **15**, могущей передвигаться вдоль валика **13**.

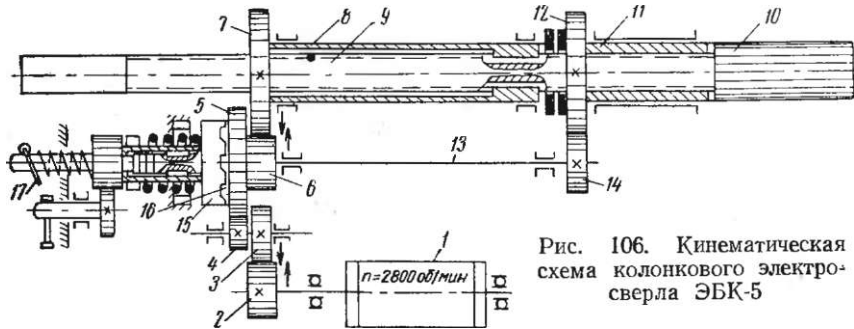


Рис. 106. Кинематическая схема колонкового электро-сверла ЭБК-5

Когда переключатель с кулачковой муфтой **15** находится в переднем положении, муфта **15** входит в зацепление с муфтой **16** и при вращении последней вращается от нее вместе с валиком **13**. Шестерня **14**, закрепленная на переднем конце валика, передает вращение шестерне **12** и гайке **11**.

Шпиндель и гайка вращаются при бурении шпура вправо. Передаточное число от шестерни **14** к шестерне **12** больше, чем от шестерни **6** к шестерне **7**, а потому гайка вращается быстрее шпинделя и заставляет его (поскольку на нем левая резьба) выдвигаться вперед.

Таким образом, шпиндель, вращаясь, одновременно подается вперед и заставляет резец бура внедряться в породу.

Для подачи шпинделя назад надо затормозить гайку **11**. Это достигается тем, что кулачковая муфта переключателя выводится из зацепления и оттягивается назад до упора в заднюю крышку корпуса и таким способом затормаживается. При этом прекращается вращение валика **13** с шестерней **14** и шестерни **12** с гайкой **11**, а шпиндель, продолжая вращаться, быстро подается назад.

Если кулачковая муфта **15** переключателя будет выведена из зацепления с кулачковой муфтой **16**, но не будет прижата к крышке корпуса, то шпиндель, вращаясь, не будет иметь поступательного движения ни вперед, ни назад. В этом случае будет холостой ход шпинделя. Перестановка переключателя с муфтой **15** на холостой или на задний ход производится с помощью рукоятки **17**.

Скорость подачи шпинделя определяется по формуле

$$Vm = t (fir - n_{ш}), \text{ мм/мин.} \quad (95)$$

где t — длина шага резьбы шпинделя, мм;

n_m — скорость вращения гайки, об/мин;

$n_{ш}$ — скорость вращения шпинделя, об/мин.

Электросверло ЭБК-5 имеет скорость вращения шпинделя от 60 до 420 *об/мин* и скорость подачи от 0,88 до 2,88 *мм* на один оборот шпинделя; максимальная длина хода шпинделя 870 *мм*. Скорость вращения и скорость подачи шпинделя изменяются путем смены шестерен в редукторе. Изменяя с помощью трехпозиционного переключателя число пар полюсов в электродвигателе, можно на ходу (без замены шестерен в редукторе) вдвое уменьшить скорость вращения ротора и шпинделя. Это дает возможность вести забуривание на тихом ходу.

Чтобы при бурении в крепких породах ($f = 8$ -г-10) не происходило проскальзывание фрикциона, последний снабжен пружиной, обеспечивающей нормальную подачу шпинделя при осевом усилии до 1500 *кГ*. Осевое усилие регулируется зажатием пружины, которое можно изменять на ходу регулятором. Мощность двигателя 3,8 и 4,6 *квт*, масса электросверла 110 *кг*.

Электросверло ЭБК-2А имеет односкоростной двигатель мощностью 2,7 *квт*, скорость вращения и усилие подачи шпинделя на ходу не регулируются, масса 120 *кг*.

К недостаткам электросверл относятся: их большая масса, малая длина хода шпинделя и невозможность широкого регулирования скорости вращения и подачи шпинделя на ходу.

Техническая характеристика колонковых электросверл приведена в табл. 7 приложения.

Конотопский завод «Красный металлист» подготовил к серийному выпуску новый тип колонкового электросверла с независимой гидравлической подачей шпинделя. Осевое усилие может изменяться на ходу от 200 до 1500 *кГ*; а скорость подачи шпинделя от 0 до 1,5 *м/мин* в зависимости от крепости породы.

Эксплуатация колонковых электросверл. При бурении шпуров колонковые электросверла могут быть закреплены на вертикальной или горизонтальной колонке или на манипуляторе.

Если электросверло установлено на колонке, то место для колонки следует выбирать так, чтобы с одной установки можно было пробурить возможно больше шпуров, так как перестановка колонки занимает 20—40 *мин*.

В настоящее время для установки колонковых электросверл широко применяют манипуляторы, позволяющие крепить электросверла к породопогрузочным машинам (заводы-изготовители породопогрузочных машин поставляют их с манипуляторами). Манипулятор крепится к борту погрузочной машины (см. рис. 105) у переднего ее конца с помощью двух кронштейнов 5, несущих короткую вертикальную колонку 6, к нижнему концу которой шарнирно прикреплена стрела 7.

На стреле закреплен хомут, к которому шарнирно крепится винт 8. На верхнем конце колонки шарнирно укреплена труба 9 с обоймой 10, в которой заключена гайка с наружной червячной резьбой; внутри этой гайки ввинчивается винт 8. При вращении

гайки вправо или влево стрела поднимается или опускается. Гайка вращается от червячного винта с помощью рукоятки 11.

На конце стрелы имеется вертлюг 12 для электросверла. В хомутах вертлюга закреплены цапфы электросверла. Манипулятор вместе с колонкой 6 может поворачиваться в горизонтальной плоскости. Электросверло вместе с вертлюгом может перемещаться вокруг вертикальной оси, проходящей через зажимной винт. Для бурения шпуров самого нижнего ряда вертлюг вместе с электросверлом поворачивают вокруг оси стрелы 7 так, что электросверло оказывается висящим под стрелой. К погрузочной машине крепятся два манипулятора — по одному с каждой стороны. Таким образом, одновременно в работе могут быть два электросверла. Манипулятор позволяет обуривать забой высотой до 3 ж и шириной до 2,5 ж. При двух манипуляторах можно обуривать забой шириной до 4 ж. Наименьшая высота бурения от почвы 100 мм.

- Снятие и установку манипулятора и сверла два рабочих выполняют за 5—10 мин. Ручное перемещение стрелы манипулятора является большим недостатком. Намечается выпуск манипуляторов с механическим перемещением стрелы.

Средняя производительность колонковых электросверл ЭБК-5 и ЭБК-2А составляет: по глинистому сланцу ($f = 4$) 25—40 м/смену, по песчанику ($f = 6$) 15—25 ж/смену. Квалифицированные бурильщики при хорошо организованной работе пробуривают за смену до 70—120 м по глинистому сланцу.

В породах с коэффициентом крепости $f = 6-5-10$ целесообразно применять бурение с промывкой. Хронометражные наблюдения показывают, что скорость мокрого бурения по мелкозернистому песчанику ($f = 6-7-8$) на 75% выше, чем сухого; стойкость резцов повышается в 2—3 раза. Опыт применения мокрого бурения на шахтах Луганской области подтверждает технико-экономические преимущества его перед сухим бурением в крепких породах ($f = 6-4-10$).

Глава XIII

БУРОВЫЕ МАШИНЫ ДЛЯ УДАРНОГО БУРЕНИЯ ШПУРОВ

. § 53. Классификация и принцип работы буровых машин

Буровые машины для ударного бурения шпуров называют перфораторами или буровыми (бурильными) молотками. Слово перфоратор происходит от латинского perforare — пробивать, пробуравливать.

По виду применяемой энергии буровые молотки разделяются на пневматические и электрические. Однако электрических буровых молотков в промышленности еще нет, а те конструкции, которые были разработаны до сего времени, промышленного значения не имеют.

. . . .

По весу и конструктивным особенностям буровые молотки делятся на три группы:

1) ручные буровые молотки с массой от 12 до 30 кг, предназначенные для бурения с руки или с поддержек;

2) колонковые буровые молотки с массой 40—100 кг, устанавливаемые при бурении на колонках или манипуляторах;

3) телескопные буровые молотки с массой от 30 до 50 кг, смонтированные на раздвижной телескопической стойке, предназначенные для бурения восстающих шпуров.

Принцип работы всех буровых молотков одинаков: в стальном цилиндре ($d = 60\text{--}100$ мм) давлением сжатого воздуха перемещается стальной поршень, совершая поступательно-возвратные движения (длина хода поршня 25—75 мм) с частотой 1700—3000 в минуту. Шток поршня в конце переднего хода наносит удар по затильнику бура, заставляя лезвия буровой коронки разрушать породу в забое шпура.

При обратном ходе поршень посредством храповично-винтового устройства поворачивается на 15—40° и с помощью втулки и патрона поворачивает бур, чтобы при последующем ударе лезвия буровой коронки разрушали породу в другом месте забоя шпура. Разрушенная порода непрерывно удаляется из шпура потоком воды или воздуха.

Область применения буровых молотков — бурение шпуров в породах от ниже средней крепости до самых крепких ($f = 4\text{--}20$).

§ 54. Ручные буровые молотки

Конструкция буровых молотков. Ручные буровые молотки условно подразделяются на легкие с массой до 18 кг, средние — от 18 до 25 кг, тяжелые — более 25 кг.

Рассмотрим устройство ручного бурового молотка на примере молотка ПР-23 (рис. 107). Молоток состоит из следующих главных узлов: цилиндра 1 с поршнем 2, воздухораспределительного устройства 12 и поворотного механизма 5 и 9.

Цилиндр 1 молотка с передней стороны прикрыт втулкой 16 и передней головкой, или стволом, 17.

С задней стороны в цилиндре находятся воздухораспределительная коробочка 12 и храповое кольцо 9; цилиндр прикрыт задней головкой, или крышкой, 11.

В цилиндре перемещается поршень 2. Шток поршня проходит сквозь переднюю втулку 16 и поворотную втулку 3 и входит при крайнем переднем положении поршня в расширенную часть патрона 4. В переднюю суженную часть патрона вставляется хвостовик бура. При движении поршня вперед шток в конце переднего хода наносит удар по хвостовику буровой штанги, отчего коронка внедряется в породу. Буродержательная скоба 6, задерживая за буртик, не дает буру выскользнуть из патрона при ударе поршня и

облегчает извлечение бура из шпура (при смене бура скобу отводят в сторону).

При обратном ходе поршень делает поворот вокруг своей оси на некоторый угол. При этом шток поршня посредством шлицев поворачивает втулку 3, которая, в свою очередь, посредством кулачков поворачивает патрон 4 вместе с буровой штангой.

Поворот поршня при его обратном ходе осуществляется с помощью механизма, состоящего из винтового стержня 8 с головкой, помещающейся в храповое кольцо 9.

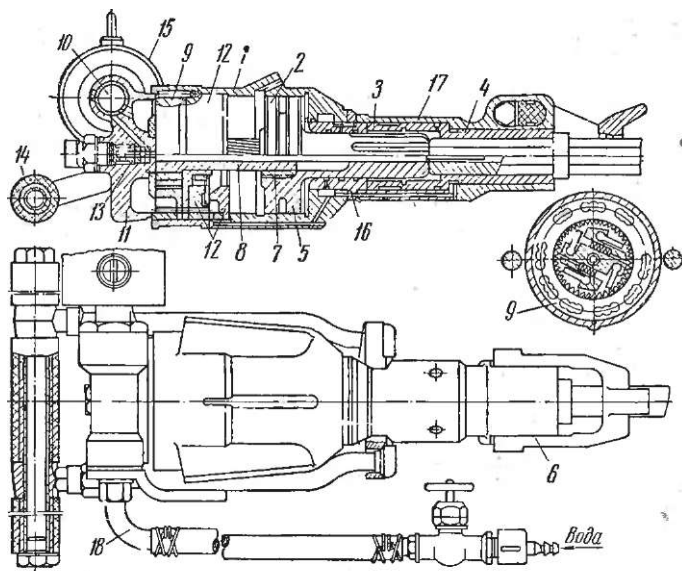


Рис. 107. Буровой молоток ПР-23:

1 — цилиндр; 2 — поршень; 3 — поворотная втулка; 4 — патрон; 5 — поршень в разрезе; 6 — буродержатель; 7 — поворотная гайка; 8 — винтовой стержень; 9 — храповое кольцо; 10 — воздухоподводящий канал; 11 — крышка молотка; 12 — воздухораспределительное устройство; 13 — ниппельная водяная трубка; 14 — рукоятка; 15 — автомасленка; 16 — передняя втулка; 17 — ствол; 18 — водоподводящий патрубкок

В головке стержня расположены «собачки», которые пружинками и штифтами отжимаются к зубьям храпового кольца. Собачки позволяют винтовому стержню вращаться только в одном направлении — против часовой стрелки, если смотреть со стороны бурьлищика.

Винтовой стержень, проходя через втулку воздухораспределительной коробки 12, входит в цилиндр и в полость поршня сквозь гайку 7. На винтовом стержне имеются канавки, расположенные по винтовой линии с очень большим шагом (600—800 мм). В полости поршня закреплена гайка 7 с такой же нарезкой. При движении поршня вперед поршневая гайка, скользя своими витками по нарезке стержня, заставляет его поворачиваться. При обратном

движении поршня (при холостом ходе) собачки, упираясь в зубья храпового кольца, не позволяют стержню повернуться. Поэтому гайка, скользя по нарезке стержня, поворачивается вместе с поршнем, в котором она закреплена. А поршень со штоком поворачивает втулку 3 и патрон 4.

Поршень движется в цилиндре под действием сжатого воздуха, который через канал 10 поступает в кольцевую полость задней головки. Отсюда воздух через отверстия в храповом кольце 9 проходит в воздухораспределительную коробку. Из воздухораспределительной коробки воздух посредством воздухораспределительного клапана направляется то в заднюю часть цилиндра (тогда поршень

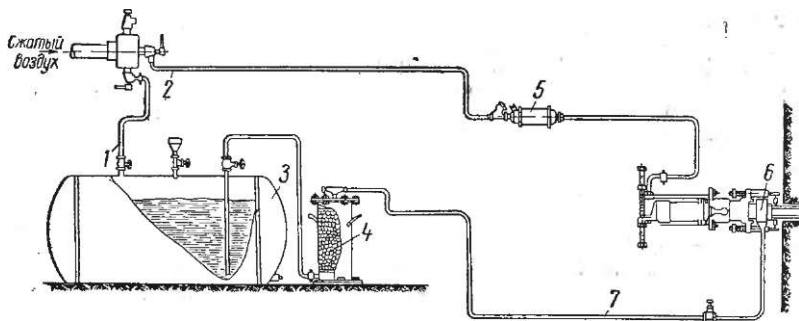


Рис. 108. Схема бокового подвода воды к буру;

1 и 2 воздушные шланги к баку и к буровому молотку; 3 — бак для воды; 4 — фильтр для очистки воды от механических примесей; 5 — автоматическая масленка; 6 — муфта для подвода воды к буру; 7 — шланг для подачи воды

идет вперед и наносит удар по буру), то в переднюю часть цилиндра (тогда поршень идет назад и поворачивается при этом бур).

Буровой молоток ПР-23 имеет устройство для промывки шпуров водой. В задней головке, или крышке, И закреплена ниппельная водяная трубка 13. Вода подается по шлангу и патрубку 18 и по внутреннему каналу попадает в трубку 13. Трубка проходит сквозь осевой канал винтового стержня 8, через канал поршня — в патрон. Когда бур вставляется в патрон, то конец трубки на 25—30 мм заходит в канал бура. Таким путем вода, проходя по трубке, попадает в канал бура и в шпур, смачивая и вымывая из него буровую муку. Давление воды, подводимой к буровому молотку, должно быть на 1—2 ат ниже давления воздуха. При большом давлении вода проникает в цилиндр бурового молотка и нарушает его работу. При пользовании загрязненной водой промывочная трубка и каналы в задней головке молотка засоряются и подача воды нарушается. В случае бурения глубоких шпуров поступление воды в шпур может оказаться недостаточным для удаления породы. Это снижает скорость бурения и вызывает проникновение воды в цилиндр молотка. Таким образом, осевой, или центральный, подвод воды (через трубку, проходящую по оси молотка) наряду с простотой имеет и недостатки.

Второй способ подвода воды к молотку — боковой, при котором вода посредством промывочной муфты подводится непосредственно к буру (рис. 108), минуя молоток. Хвостовик бура при боковом подводе воды делается на 60—70 мм длиннее обычного, на нем у буртика высаживается и протачивается утолщение для посадки муфты 1 (рис. 109) с резиновыми обтюраторами 2. Вода по шлангу,

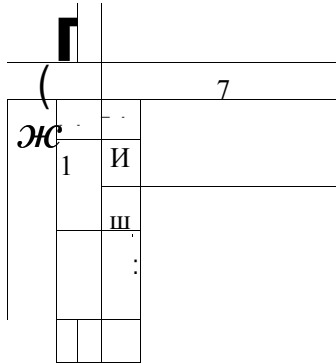


Рис. 109. Муфта для бокового подвода воды

надеваемому на штуцер промывочной муфты, через боковой канал хвостовика поступает в осевой канал бура и далее в шпур. Буродержательную скобу бурового молотка удлиняют так, чтобы она захватывала промывочную муфту и буртик бура.

При боковом подводе воды отсутствуют вышеуказанные недостатки осевого подвода, но усложняется изготовление хвостовиков и, замена буров при бурении.

В Донецком бассейне наиболее распространены молотки с боковым подводом воды, в Криворожском бассейне — с центральным. Молоток расходует в минуту 3—5 л

воды и 2—3 л^3 воздуха.

Молотки с боковым подводом воды имеют в марке индекс Б (например, ПР-ЗОЛБ, ПР-18ЛБ); цифра означает массу молотка.

Для выработок, где невозможно применять мокрое бурение, выпускаются молотки с отсасыванием, буровой пыли через канал бура и пылеотводящую трубку молотка к шлангу в пылеуловитель (см. рис. 114). Тяга воздуха с пылью в пылеуловитель создается эжектором пылеуловителя.

Диаметр канала буровой штанги и пылеотводящей трубки молотка при пылеотсасывании должен быть больше (до 12—13 мм), чем при мокром бурении. Молотки с пылеотсосом имеют индекс Q (например, ПРО-ЗОЛ, ПРО-18Л).

На открытых, работах в неглубоких карьерах применяют сухое бурение, с продувкой шпуров. Продувка шпура и очистка его от буровой пыли происходят благодаря утечкам воздуха, который из цилиндра молотка проходит в полость поворотной втулки по шлицевым канавкам штока и по его осевому каналу. Из поворотной втулки воздух через канал бура попадает в шпур. При необходимости интенсивной продувки шпура бурильщик перекрывает крайним выхлопное отверстие цилиндра молотка; воздухораспределение при этом нарушается и молоток перестает работать, а весь сжатый воздух идет из молотка в канал бура для продувки шпура.

Вследствие большого пылеобразования сухое бурение с продувкой в подземных выработках, а также в глубоких карьерах не применяется.

Мощность и производительность буровых молотков. Энергия удара поршня, число ударов в единицу времени и мощность бурового молотка зависят от давления сжатого воздуха и от конструктивных особенностей молотка.

Работа поршня при рабочем ходе его или энергия удара

$$A = ktpFl = \wedge S L , \quad (96)$$

где k — коэффициент, учитывающий активную площадь сечения цилиндра, и к. п. д. поршня при рабочем ходе;

p — давление сжатого воздуха в цилиндре, *ат* (кг/см^2);

F — площадь сечения цилиндра, см^2 ;

l — длина хода поршня, *м*;

d — диаметр цилиндра, *см*.

Число ударов поршня в секунду

$$n = \frac{1}{T} , \quad (97)$$

где T — суммарное время рабочего и холостого хода поршня, *сек*.

Мощность бурового молотка находится по формуле

$$N = \frac{A n}{T} = \frac{A n d^3 k p t}{4 T W} \quad \text{«ЯП»} \quad (98)$$

Выразив время T через l , ускорение и массу поршня, получим

$$N = k \frac{0.155 p \wedge}{2 B^2} , \quad \text{квт}, \quad (99)$$

где k — общий коэффициент, учитывающий конструктивные особенности молотка и к. п. д. поршня при прямом и обратном ходе; $k = 0,2$ – $0,4$;

B — масса поршня, *кг*.

Из формул (96) и (98) видно, что наибольшее влияние на мощность молотка и энергию удара поршня оказывают диаметр и давление сжатого воздуха в цилиндре. Давление сжатого воздуха в цилиндре в 1,5—2 раза меньше, чем давление в сети, вследствие утечек сжатого воздуха через щлицевые канавки штока и канал в поршне, расширения воздуха в цилиндре, а также вследствие сопротивления движению воздуха в пусковом кране, в каналах и в золотниковой коробке. Коэффициент снижения давления воздуха в цилиндре зависит от конструктивных особенностей молотка и величины начального давления воздуха. Расчет мощности молотка или энергии удара поршня по величине давления воздуха в сети без учета степени снижения давления в цилиндре неточен. По таким расчетам о мощности молотка и его возможной производительности можно судить лишь весьма приближенно.

Производительность бурового молотка устанавливают по скорости бурения экспериментальным путем.

Скорость бурения с повышением давления увеличивается у всех молотков, но не в одинаковой степени: Кроме того, повышение ско-

рости бурения при повышенном давлении воздуха различно при различной крепости пород.

Расход воздуха при работе бурового молотка зависит от его конструктивных данных и от давления воздуха. С повышением давления воздуха расход последнего возрастает, но в меньшей степени, чем скорость бурения. В связи с этим удельный расход воздуха (расход воздуха на 1 м шпура) снижается (рис. 110). Так, например, при повышении давления от 5 до 7 ат удельный расход воздуха снижается на 15—20%. В настоящее время молотки работают

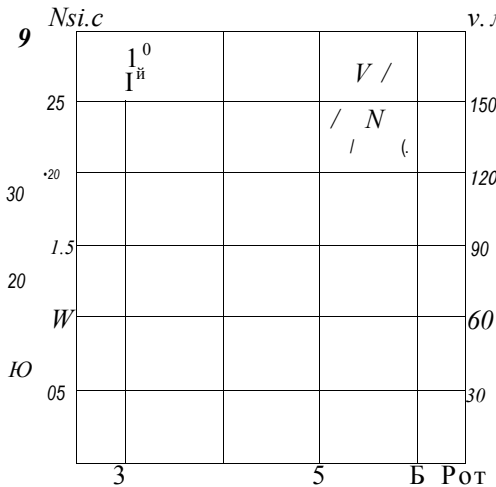


Рис. 110. График изменения мощности молотка N , скорости бурения v вертикального шпура по гра-

ниту ($f=14$) и удельного расхода воздуха q

обычно при давлении 5 ат. Однако более выгодно доводить давление сжатого воздуха в сети у молотка до 7 ат.

Легкие ручные буровые молотки применяют для бурения шпуров глубиной до 2 м в горизонтальных и наклонных выработках в породах с коэффициентом крепости f до 8—10 по шкале проф. М. М. Протодьяконова. Производительно с т ь молотков 20—30 шпурометров в смену по породе с коэффициентом f до 8—10 и.

Молотки средней массы применяют для бурения шпуров глубиной до 3—4 м в горизонтальных и наклонных выработках в породах с коэффициентом крепости f до 12—16. Производительность молотков 25—35 шпурометров в смену по породе с коэффициентом крепости $f = 14-4-16$. Эти молотки можно применять и в вертикальных стволах шахт.

Молотки тяжелые применяют в горизонтальных выработках и стволах шахт для бурения шпуров глубиной до 3—4 м в породах с коэффициентом крепости f до 20. В горизонтальных выработках эти молотки применяют при бурении с поддержек и колонок с автотопатчиками. Производительность молотков от 25 до 45 шпурометров в смену по породе с коэффициентом крепости $f = 14-г-16$.

Производительность труда бурильщика в конкретных горнотехнических условиях должна определяться по нормировочнику; приближенные, ориентировочные расчеты можно производить пользуясь данными табл. 8 приложения. При этом надо учитывать, что приращение или снижение производительности одного молотка

относительно другого составляет не более 60% приращения или снижения скорости бурения этих же молотков (скорости чистого бурения за 1 мин, полученной при экспериментальном бурении).

Для удобства работы и достижения более высокой производительности труда, площадь забоя, приходящаяся на одного бурильщика, должна быть 2—3 м². При скоростных проходках эта площадь может быть уменьшена в 2—3 раза, но при этом должны быть предусмотрены надежные меры безопасности.

Типы ручных молотков. В СССР выпускается большое количество типоразмеров и марок ручных молотков, предназначенных для работы в различных условиях (см. табл. 8 приложения). В будущем предусматривается выпускать буровые Молотки только четырех типоразмеров массой 12,5; 20; 25 и 30 кг в трех вариантах по способу удаления пыли из шпура (центральная промывка, боковая и пылеотсос). Молотки массой 12,5 и 30 кг будут иметь 1800—2000 ударов в минуту, остальные — два варианта: 1800—2000 и 2400—2600 ударов в минуту. Работа удара будет 3,2; 4; 5,8 и 6,3 кГм; крутящий момент 50, 100, 150 и 200 кГсм; расход воздуха 2; 2,5; 3 и 3,5 м³/мин.

Узлы и детали молотков будут в значительной степени унифицированы, что удешевит их производство и ремонт.

Молотки массой 30 кг (и отчасти 25 кг) предназначаются для работ в вертикальных выработках (стволы шахт и т. п.) и для открытых работ; молотки массой 20 и 25 кг — для горизонтальных и наклонных выработок и для открытых работ; молотки массой 12,5 кг — для разбуривания негабарита.

Поддержки для ручных буровых молотков. При бурении шпуров в горизонтальных и наклонных выработках для поддержания ручных молотков и создания необходимого осевого усилия применяются раздвижные пневматические колонки — пневмоподдержки. При диагонально расположенной пневмоподдержке она не только поддерживает молоток, но и подает его вперед, прижимая к забою с силой 50—150 кГ (490—1470 н).

Пневматическая поддержка представляет собой телескопическую трубу, раздвигаемую с помощью сжатого воздуха. Конструкции пневмоподдержек разнообразны.

На рис. 111 показана пневмоподдержка ПП-1,5. Она состоит из цилиндра с упором внизу и ручкой у верхнего конца, выдвигающего штока с поршнем и пускового крана с регулятором давления (на верхнем конце цилиндра). Шток пневмоподдержки крепится к цилиндру бурового молотка с помощью вилки и штыкового затвора.

Минимальная высота пневмоподдержки ПП-1,5 равна 1950 мм, ход поршня 1500 мм, усилие подачи 150 кГ при давлении воздуха 5 ат. Масса пневмоподдержки 20,5 кг. Расход воздуха 0,2 м³/мин.

Кроме этого типа пневмоподдержки, есть несколько других, работающих по тому же принципу, но отличающихся конструкцией отдельных деталей и величиной создаваемого усилия. К ним относятся пневмоподдержки ПП-0,75, ППК-17, ППК-21 и др.

Намечается унификация пневмоподдержек и выпуск только двух типоразмеров: I — ход поршня 800 мм, длина в сжатом состоянии 1200 мм, масса 17 кг; II — ход поршня 1300 мм, длина в сжатом состоянии 1700 мм, масса 22 кг.

Пневмоподдержки облегчают труд бурильщика но не освобождают его от непрерывного управления буровым молотком.

При бурении в крепких породах ручные молотки с пневмоподдержками (пневмоподатчиками) следует применять только в таких выработках, где невозможно применение более производительных

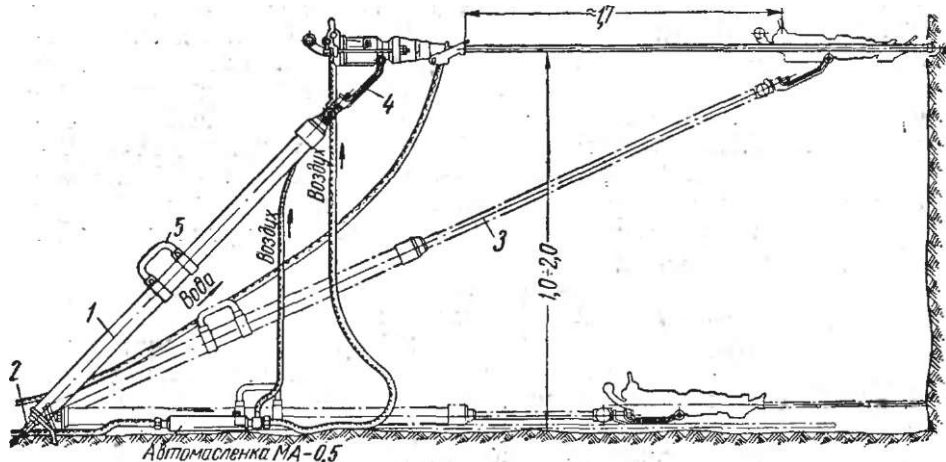


Рис. 111. Буровой молоток на пневмоподдержке ПП-1,5:

1 — цилиндр пневмоподдержки; 2 — упор; 3 — шток; 4 — вилка со штыковым затвором, соединяющая молоток со штоком пневмоподдержки; 5 — ручка

установок ударно-вращательного бурения или колонковых молотков, смонтированных на погрузочных машинах и манипуляторах.

§ 55. Колонковые и телескопные буровые молотки

Колонковые буровые молотки более мощные и тяжелые, чем ручные, применяют для бурения шпуров с колонок, манипуляторов и буровых кареток при проведении горизонтальных и наклонных выработок в породах от средней крепости до самых крепких. Глубина бурения от 2 до 5 м. При очистных работах колонковые молотки применяют для бурения скважин длиной до 15—20 м из подэтажных штреков для отбойки руды. Их устанавливают на раздвижных винтовых колонках.

¹ Для защиты бурильщика от вибраций бурового молотка завод «Пневматика» выпускает виброгасящие пружинные каретки КВ-1 и КВС-1, которые применяют при бурении горизонтальных и наклонных восходящих скважин с пневмоподдержки (КВ-1) и при бурении нисходящих шпуров с руки (КВС-1). Молоток укрепляется на каретке, а последняя соединяется с пневмоподдержкой. Масса кареток соответственно 4,2 и 5,5 кг.

Колонковый буровой молоток (рис. 112) имеет такое же устройство, как и ручной, но отличается большими размерами и имеет приливы для крепления и передвижения в салазках автоподатчика.

Автоподатчик состоит из пневматической турбины и планетарного редуктора, передающего вращение от турбины к подающему винту салазок. Подающий винт, проходящий через гайку в приливе цилиндра бурового молотка, передвигает молоток вдоль салазок. Изменяя краном количество подаваемого в турбину воздуха, регулируют скорость подачи молотка и осевое усилие на бур.



Рис. 112. Колонковый буровой молоток на салазках с автоподатчиком:

1—салазки; 2—цапфа салазок; 3—пневматическая турбина автоподатчика; 4—пусковой кран автоподатчика

Вес салазок с механической подачей 30—40 кг; длина подачи молотка в салазках до 900 мм. В настоящее время применяются преимущественно салазки с механической подачей, при которых один бурильщик может обслуживать два-три молотка. При перестановке молотка или колонки требуется совместная работа двух человек.

Из колонковых молотков наиболее широкое распространение имеют молотки КС-50 и КЦМ-4. Техническая характеристика колонковых молотков приведена в табл. 8 приложения.

Телескопные буровые молотки предназначены для бурения восстающих шпуров. Они состоят из собственно бурового молотка и телескопической распорной колонки. Устройство бурового молотка в принципе такое же, как и ручного, но удар от поршня к буру передается через промежуточный боек, расположенный в передней головке и предохраняющий от попадания буровой пыли в цилиндр.

Цилиндр бурового молотка 1 (рис. 113) соединяется с головкой телескопной колонки 2 двумя стяжными болтами 3, проходящими сквозь проушины в передней головке 4 молотка. Сжатый воздух подводится по шлангу к воздушному колену 5, откуда он поступает в молоток и в цилиндр телескопной колонки. Впуск воздуха регулируется воздушным краном с рукояткой 6.

Во время работы бурильщик поддерживает молоток с помощью рукоятки 7, в которой находится клапан разгрузочного устройства. При нажатии на кнопку 8 клапан открывает выход воздуха из

цилиндра телескопа наружу, вследствие чего давление воздуха в цилиндре телескопа снижается, и молоток опускается вниз.

При бурении шпуров с промывкой вода подводится к специальному штуцеру, откуда поступает в полость задней головки и в промывочную трубку.

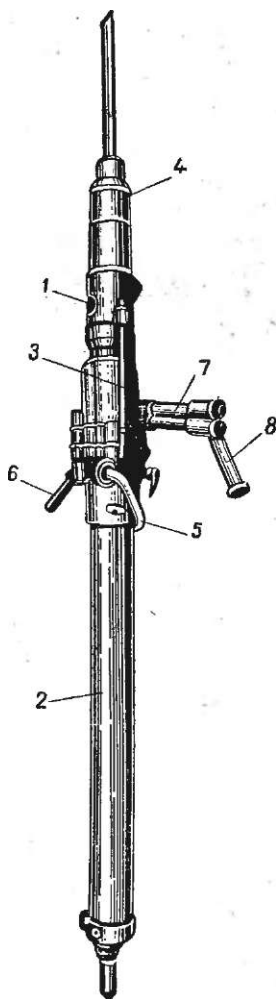


Рис. 113. Общий вид телескопного бурового молотка

Технические характеристики телескопных молотков приведены в табл. 9 приложения.

Телескопные молотки применяются при бурении восстающих шпуров в забоях подготовительных и очистных выработок.

При работе телескопными молотками в рудных шахтах бурильщик нередко обслуживает 2—3 молотка одновременно. Такой метод работы, известный под названием метода Янкина, позволяет освободить квалифицированного рабочего-бурильщика от некоторых вспомогательных операций, которые в данном случае выполняют дежурный слесарь и подсобный рабочий.

При многомолотковом бурении рабочий день бурильщика и подсобных рабочих уплотнен и производительность труда высокая.

В угольных шахтах телескопные молотки не применяются. Однако они удобны для бурения шпуров в кровле подготовительных выработок под анкерную (штанговую) крепь и при углубке стволов шахт снизу вверх.

§ 56. Борьба с пылью при буровых работах

Рудничный воздух, загрязненный пылью, вызывает у рабочих профессиональную болезнь легких — пневмокониоз. В зависимости от состава пыли болезнь имеет разные названия: антракоз (при угольной пыли), силикоз (при пыли, содержащей двуокись кремния SiO_2).

Наиболее вредна в отношении силикоза пыль горных пород, которые содержат более 70% SiO_2 . Правила безопасности требуют, чтобы в воздухе рудников, разрабатывающих такие породы и руды, содержалось пыли не более 1 мг в 1 м³ воздуха. При количестве SiO_2 от 10 до 70% запыленность должна быть не более 2 мг/м³,

при $SiO_2 < 10\%$ — не более 4 мг/м^3 . Предельно допустимая концентрация других видов пыли устанавливается от 4 до 10 мг в 1 м^3 воздуха в зависимости от гигиенической характеристики пыли и особенностей производственного процесса.

Наиболее опасна пыль крупностью менее 5 мк , так как она долго держится в воздухе и легко проникает в легкие.

Средствами борьбы с пылью являются: хорошее проветривание рудника при достаточной скорости воздушной струи (не менее $0,5 \text{ м/сек}$ в местах образования пыли), чтобы она была способна выносить мелкую пыль из шахты; осаждение пыли смачиванием в местах образования ее; пылеулавливание отсасывающими установками.

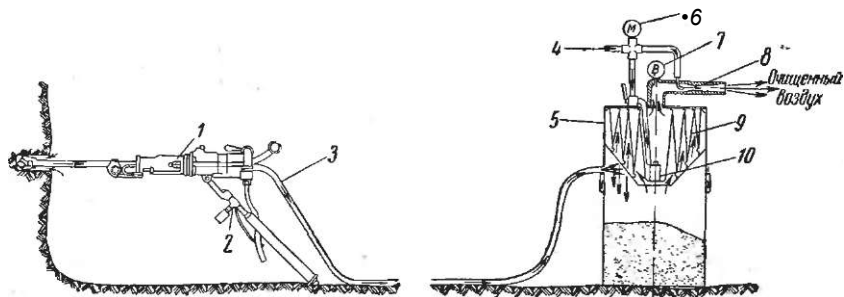


Рис. 114. Схема установки для бурения шпуров с пылеотсасыванием:
 1 — буровой молоток; 2 — пневмоподдержка; 3 — пылеотводящий шланг; 4 — подача сжатого воздуха для эжектора и вибратора; 5 — пылеуловитель ПО-4; 6 — манометр; 7 — вакуумметр; 8 — эжектор; 9 — фильтр; 10 — вибратор

При бурении шпуров образуется тем больше пыли, чем крепче и суше порода и меньше давление воздуха в молотке (например, при давлении сжатого воздуха $6,5 \text{ ат}$ количество пылинок почти вдвое меньше, чем при давлении $4,5 \text{ ат}$).

В забоях с силикозоопасной пылью бурильщики должны пользоваться индивидуальными средствами защиты от пыли — фильтрующими респираторами. Вместе с тем должны применяться производственные мероприятия по борьбе с пылью: сухое бурение с пылеулавливанием и мокрое бурение.

Сухое бурение с пылеулавливанием применяется в забоях, где по тем или иным причинам нельзя применять мокрое бурение.

При сухом бурении с пылеулавливанием применяют буровой молоток с пылеотсасывающим устройством (рис. 114). В молотке по оси его проходит пылеотводящая трубка диаметром $10\text{--}12 \text{ мм}$, задний конец которой закреплен в ниппеле в крышке молотка. К ниппелю крепится пылеотводящий шланг. В пылеуловителе ПО-4 эжектор 8 создает вакуум до 400 мм рт. ст. Крупная буровая пыль при входе в пылеуловитель выпадает в бункер, а мелкая задерживается фильтром 9 и сбрасывается в бункер вибратором 10.

Для пылеулавливания при сухом бурении применяются также пылеуловители ДСП-3 и СПАР-59 (Тбилисского института охраны труда), УПЗ-1м (института Гипроникель) и др. В первых двух пылеуловителях запыленный воздух проходит три стадии очистки: от крупной пыли — в циклоне, от средней — в мультициклонах, от мелкой — в матерчатом фильтре. Эжектор создает разрежение на всасе 60 мм рт. ст. Расход воздуха 0,6—0,8 м³/мин. Масса пылеуловителя 15 кг. В пылеуловителе УПЗ воздух проходит также три стадии очистки: крупная пыль оседает сразу при входе в пылеуловитель, мелкая коагулируется ультразвуковым генератором в акустической камере и выпадает в бункер, более тонкая пыль задерживается капроновым фильтром. Расход воздуха эжектором-и генератором 0,8—1 м³/мин. Масса пылеуловителя УПЗ-1м равна 20,5 кг.

При сухом бурении с пылеулавливанием могут применяться и обычные буровые молотки (без пылеулавливающей трубки). В этом случае производится боковой пылеотсос от канала бура через муфту или пылеотсос непосредственно из шпура через колпак, закрывающий устье шпура (в крышке колпака имеется герметизированное отверстие для прохода буровой штанги).

Мокрое бурение шпуров (с промывкой водой и с добавлением смачивающих реагентов) является основным и наиболее эффективным мероприятием по борьбе с пылью. Оно отличается простотой и надежностью действия и имеет ряд преимуществ перед сухим бурением: буровая мука удаляется из шпура водой лучше, чем воздухом; лезвие бура охлаждается в процессе бурения и менее быстро затупляется; вода, проникая в трещины, усиливает механическое действие бура при ударе по породе. Недостатки мокрого бурения: повышение влажности воздуха в выработках; невозможность применения в зоне вечной мерзлоты; необходимость прокладки оросительной сети или доставки воды к забоям.

Вода для промывки при бурении должна быть чистой, без механических примесей. Расход воды составляет: 3 л/мин — при ручных бурильных молотках и 5 л/мин — при колонковых.

Для повышения смачивающей способности воды добавляют реагенты-смачиватели. Концентрация растворов реагентов-смачивателей, как правило, не должна быть более 0,1—0,5%. Следует применять смачиватели, хорошо растворимые в воде, безвредные для организма людей, недорогие и не вызывающие коррозии труб и бурового оборудования. При подборе смачивателей надо учитывать также химико-минералогический состав горных пород и состав солей, растворенных в промывочной воде. В случае значительной кислотности или жесткости воды следует применять нейтрализацию. Наиболее хорошим смачивателем является неионогенный смачиватель ДБ (дибутилфенол, обработанный окисью этилена); он применяется при концентрации 0,1—0,25% при любой жесткости воды.

Растворы смачивателей готовятся в два приема. Вначале готовят концентрированный раствор смачивателей, а затем

уже этот раствор в необходимом количестве вводят в баки промывочной воды, создавая нужную оптимальную концентрацию.

Доставка промывочной воды или промывочного раствора в забой может осуществляться двояким способом. При большом объеме буровых работ, когда обуривается много забоев и работает много буровых молотков, воду или раствор выгоднее подводить к забоям с помощью водопровода. При небольшом количестве молотков в забое, когда прокладка водопроводов в забой невыгодна, воду или промывочный раствор доставляют в бачках на колесном ходу. Если бурение производят одновременно с погрузкой породы, то, чтобы не загромождать откаточные пути, промывочный бачок устанавливают около боков выработки на почву (см. рис. 108). Воду к бачку доставляют в бочках или вагонетках.

§ 57. Эксплуатация буровых молотков. Снабжение забоев сжатым воздухом

Уход за буровыми молотками. Во время работы все трущиеся части бурового молотка должны быть хорошо смазаны. Для смазки применяют индустриальные масла 12, 20, 30 или 45. Масло заливают через специальное отверстие в масленку цилиндра молотка и закрывают пробкой. Из этой масленки при работе молотка масло увлекается сжатым воздухом и смазывает все движущиеся части. В течение смены масленку заполняют 2—3 раза.

Смазка молотка может производиться также от отдельной автомасленки, подсоединяемой к воздушному шлангу в 2—3 м от бурового молотка или непосредственно к буровому молотку. Емкость автомасленки большей частью достаточна для смазки молотка в течение смены. Сжатый воздух, проходя через центральную трубку автомасленки, засасывает масло из резервуара масленки и проносит его в воздухораспределительную коробку и цилиндр бурового молотка. Таким образом, обеспечивается автоматическая смазка молотка. Расход масла за смену 210—270 г и обтирочных материалов 120—150 г.

Каждый буровой молоток должен быть закреплен за бурильщиком или бригадиром. После работы бурильщик сдает молоток в мастерскую, где его промывают керосином, продувают и смазывают. Раз в неделю молоток необходимо разбирать для осмотра и замены изношенных деталей. В мастерской на каждый буровой молоток заполняют карточку, в которую записывают даты и характер ремонтов. Ремонт молотков должен производиться по графику: текущий через 1,5—2 месяца, капитальный — через 3—6 месяцев. Качество ремонта, исправность и качество буровых молотков проверяют путем испытаний.

Срок службы бурового молотка (срок амортизации) 2 года. Годовая стоимость ремонтов 50—60% стоимости молотка.

Воздухопроводы. Шахтные компрессорные станции, снабжающие потребителей (забой) сжатым воздухом, располагают недале-

ко от ствола. От компрессорных станций прокладывают воздухопровод с уклоном 0,003—0,005 в сторону движения воздуха. В местах перегиба или подъема воздухопровода ставят водомаслоотделители. Так как подземные выработки идут от ствола с подъемом, то у ствола в околоствольном дворе ставят небольшие воздухоборники с водо- и маслоотделителями.

Воздухопроводы должны снабжаться компенсаторами удлинения, чтобы устранить влияние температурных колебаний. В местах разветвлений ставят запорные вентили (при диаметре до 50 мм) или задвижки (при большем диаметре). Соединение труб может быть сварное, фланцевое или муфтовое. Звенья воздухопровода, которые переносятся (например, в призабойном пространстве), соединяют с помощью быстроразъемных замков.

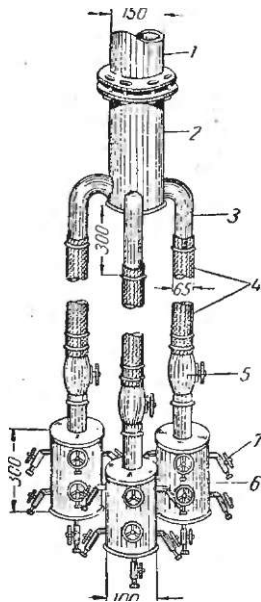


Рис. 115. Воздухораспределитель:

1 — воздухопровод; 2 — верх-
з-паГрТБТМГГ_Ртмкиеере:
зиювые шланги; В — вентили;
дилети 7 — штуцеры с
кранами' ^^подключения

От воздухопровода к молоткам воздух подается через гибкие резиновые шланги длиной 10—20 м и диаметром 19—25 мм.

Для подключения к трубопроводу нескольких молотков его снабжают тройником с соответствующим количеством штуцеров с вентилями. Такой тройник со штуцерами для подключения шлангов называется воздухоп распределителем.

При проходке стволов шахт, где в забое на небольшой площади одновременно работает много молотков, воздухораспределители делают из обрезка трубы большого диаметра, приваривая к ней штуцеры для подключения шлангов (рис. 115). Такой воздухоп распределитель подвешивают под натяжной рамой либо вблизи забоя. В последнем случае из воздухопровода /, который заканчивается вблизи натяжной рамы, воздух подается по 2—3 гибким резиновым шлангам диаметром 62,5 мм к воздухораспределителям, а от последних — к молоткам по гибким резиновым шлангам диаметром 22—25 мм. ВОЗДУХОПРОВОД При прОХОДКе ствола удерживается на канатах лебедкой.

По мере углубления ствола воздухопровод наращивают сверху и опускают. Стационарные воздухопроводы в стволах крепят к расстрелам.

В горизонтальных и наклонных выработках воздухопроводы укрепляют с помощью скоб к крепи выработки. Диаметр воздухопровода магистральной линии составляет 100—300 мм и рассчитывается из условия, чтобы потери давления не превышали 0,3—0,6 ат на 1 км воздухопровода. По мере разветвления по вы-

работкам диаметр воздухопровода уменьшается. Ориентировочно диаметр воздухопровода можно определить по формуле

$$d = 201/7, \quad (100)$$

где d — диаметр труб, мм;

V — количество воздуха, проходящего по трубопроводу, м³/мин.

На карьерах предпочитают снабжать буровые молотки воздухом от передвижных компрессоров, устанавливаемых в забоях вблизи мест бурения.

Глава XIV

УДАРНО-ВРАЩАТЕЛЬНЫЕ БУРОВЫЕ МАШИНЫ ДЛЯ БУРЕНИЯ ШПУРОВ

§ 58. Ударно-вращательные буровые машины (установки) для горизонтальных и наклонных выработок

Буровая установка БУ-1 состоит из тележки на колесном ходу, каретки с манипулятором и автоподатчика с буровым агрегатом. Длина установки 6450 мм, высота 1500 мм, ширина 1030 мм. Ширина колеи 600 и 900 мм. Масса 2,2 т.

Установка БУ-1 (рис. 116) имеет следующее устройство [25]. По раме тележки 1 перемещается каретка 2 с манипулятором 3. Стрела 4 манипулятора заканчивается кронштейном 5. На нем с помощью поворотного диска 7 и стойки 6 укреплена рама автоподатчика 8. На переднем конце автоподатчика укреплены два пневмоцилиндра 9 с выдвижными штоками, служащими для закрепления переднего конца рамы автоподатчика в породе забоя. По раме автоподатчика посредством вращателя 10 (пневмодвигателя) и ходового винта перемещается ударно-вращательный агрегат 11 с буровой штангой 12. Подвижный люнет 13 предохраняет буровую штангу от изгиба. Мощность пневмодвигателя автоподатчика 3 кет.

Автоподатчик с буровым агрегатом может поворачиваться вручную в вертикальной плоскости в замке стойки б и в горизонтальной плоскости на поворотном диске 7. Стрела манипулятора вместе с автоподатчиком может поворачиваться на 360° вокруг своей оси относительно кронштейна 14, этот поворот осуществляется с помощью пневмодвигателя и редуктора поворота 15. В вертикальной плоскости манипулятор поворачивается вокруг оси 16 посредством гидроцилиндра 17. Манипулятор может осуществлять также боковой поворот. Благодаря большой маневренности манипулятора и автоподатчика установка БУ-1 может обуривать забой высотой; от 1,7 до 3,5 м и шириной до 4,6 м.

Установку закрепляют в забое с помощью рельсовых захватов 18 и двух боковых выносных опор. Сжатый воздух подводится.

— 6500

Рис. 116. Буровая установка БУ-1

шлангом к патрубку 19. Бурение мокрое с боковым подводом воды через муфту 20.

Принцип действия ударно-вращательного агрегата следующий. Сжатый воздух через патрубок 1 (рис. 117) поступает в шестеренчатый пневмодвигатель 2 мощностью 6 *квт*. Отработанный воздух выходит через выхлопные окна 3 и глушители 4. Вращение от двигателя передается через шестерни 5, 6, 7 и 8 вала 9 и шестерням 10 и 11. Шестерня 11 закреплена на пустотелом шпинделе 12, в полость которого заходит хвостовик буровой штанги и закрепляется в ней стыковым затвором.

Пневматический молоток мощностью 1,5 *квт* состоит из корпуса, поршня 14 со штоком 13 и воздухораспределительной коробки 15. Воздух к ней подводится через патрубок 16. Шток поршня наносит удары по торцу хвостовика буровой штанги. Корпуса пневмодвигателя, редуктора и передней головки (с заключенным в ней пневмомолотком) • соединены стяжными болтами в закрытый блок. В переднем конце корпуса передней головки укреплен муфта боковой промывки 17.

Скорость вращения бура 100 *об/мин*, крутящий момент на буре 2500—3000 *кГсм*, усилие подачи бура до 1000 *кГ*, ход автоподатчика 2850 *мм*, энергия удара 3^5-4 *кГм*, частота ударов 2800—3000 в минуту, расход воздуха 8 *м³/мин*, расход воды 30 *л/мин*.

Машину БУ-1 обслуживают двое рабочих. Скорость бурения шпуров диаметром 42 *мм* по породам с коэффициентом крепости 3—4; 6—8 и 12—14 составляют соответственно 2,5—2; 1,6—1,2 и 0,8—0,6 *м/мин*. Стойкость коронки, армированной сплавом ВК-6В, составляет 42 *м* при бурении по песчанику ($f = 6.4-8$) и 120 *м* при бурении по глинистому сланцу ($f = 3-f-4$).

Одна машина БУ-1 по производительности заменяет 3—4 молотка ПР-23, а производительность труда бурильщика вдвое больше, чем при бурении ручным молотком ПР-23.

Самоходная буровая установка СБУ-2 представляет собой тележку 1 (рис. 118) на гусеничном ходу, на раме которой установлены две каретки 2 с двумя манипуляторами 3 и буровыми агрегатами 4 ударно-вращательного действия. Каретка, манипулятор, автоподатчик и буровой агрегат те же, что и в БУ-1.

Установка СБУ-2 предназначена для горизонтальных и наклонных (до 25°) выработок высотой до 5,5 *м*. Масса установки 6,3 *т*, длина 7 *м*, высота 1,8 *м*, ширина 1,9 *м*, скорость передвижения 2 *км/ч*. Привод гусеничного хода — от двух пневмодвигателей ДР-10 мощностью 7,4 *квт*. Установка может обуривать забой высотой от 2 до 5,5 *м* и шириной до 6 *м*.

Самоходная буро-погрузочная машина БПМ-2 (рис. 119) является комбинацией буровой машины СБУ-2 и погрузочной машины с загребующими лапами. При погрузке манипуляторы с буровыми агрегатами отводятся назад и не мешают погрузочной машине вести уборку породы у самого забоя. Область применения этой машины та же, что и СБУ-2, но она более удобна и экономична,

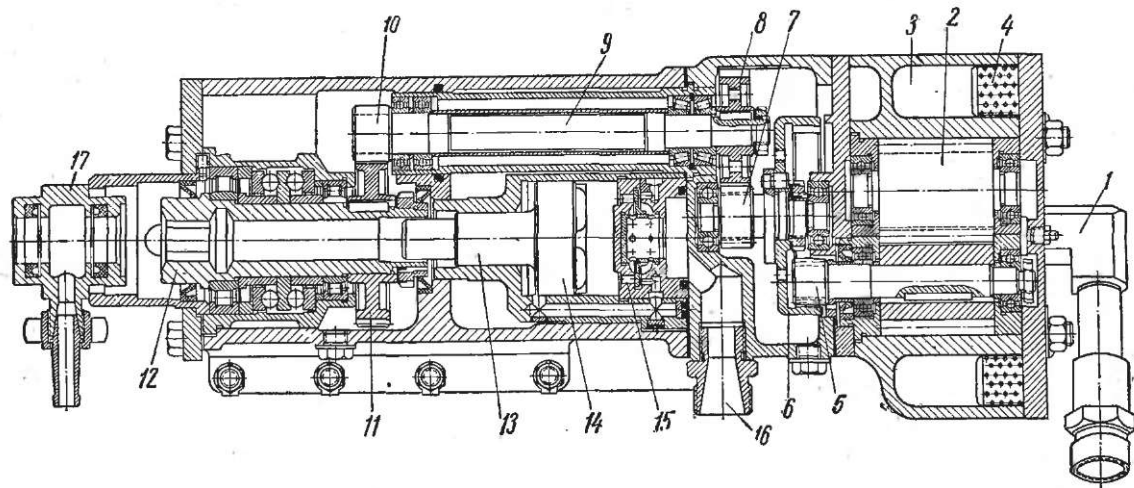
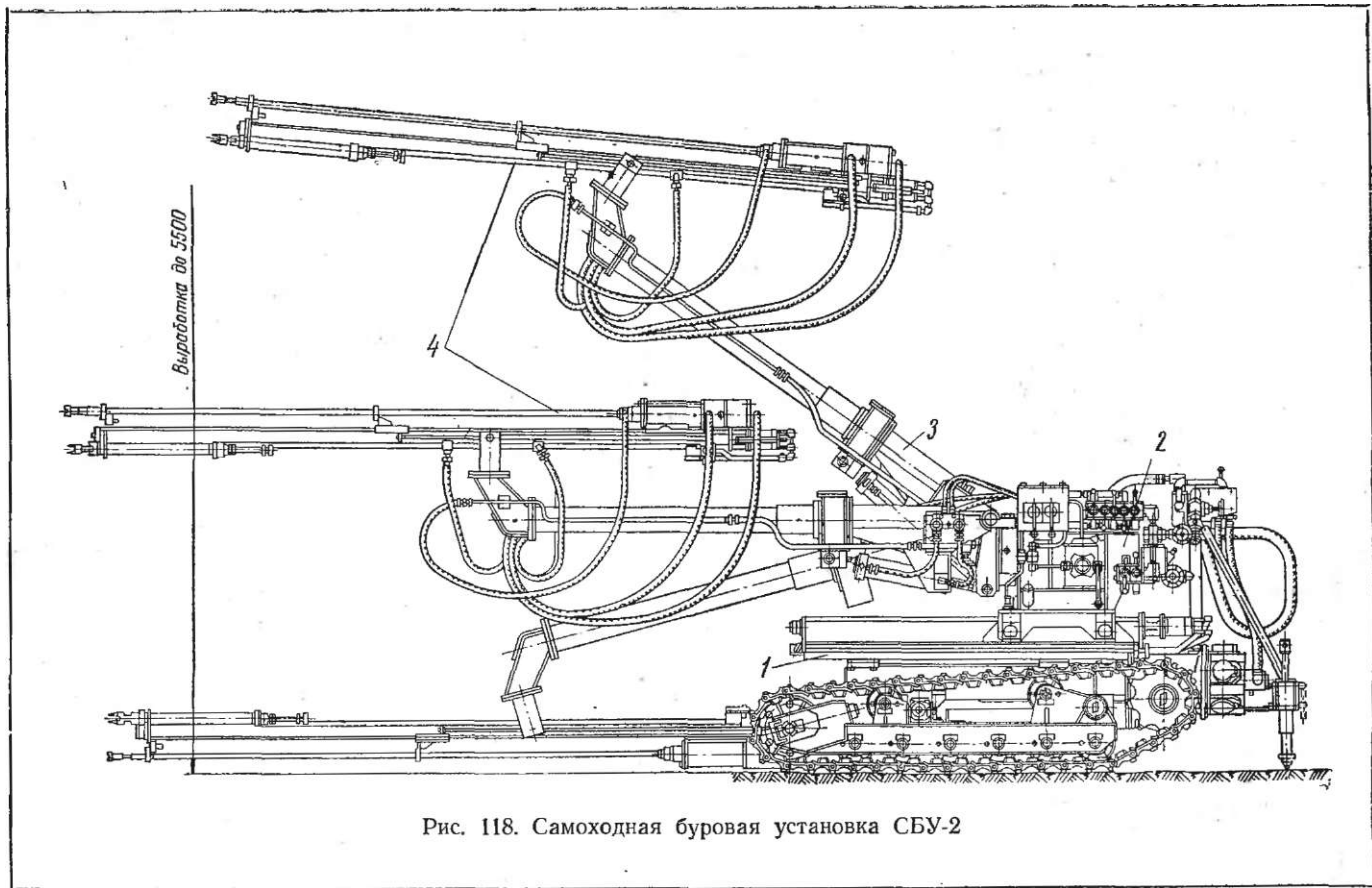


Рис. 117. Ударно-вращательный агрегат буровой установки БУ-1



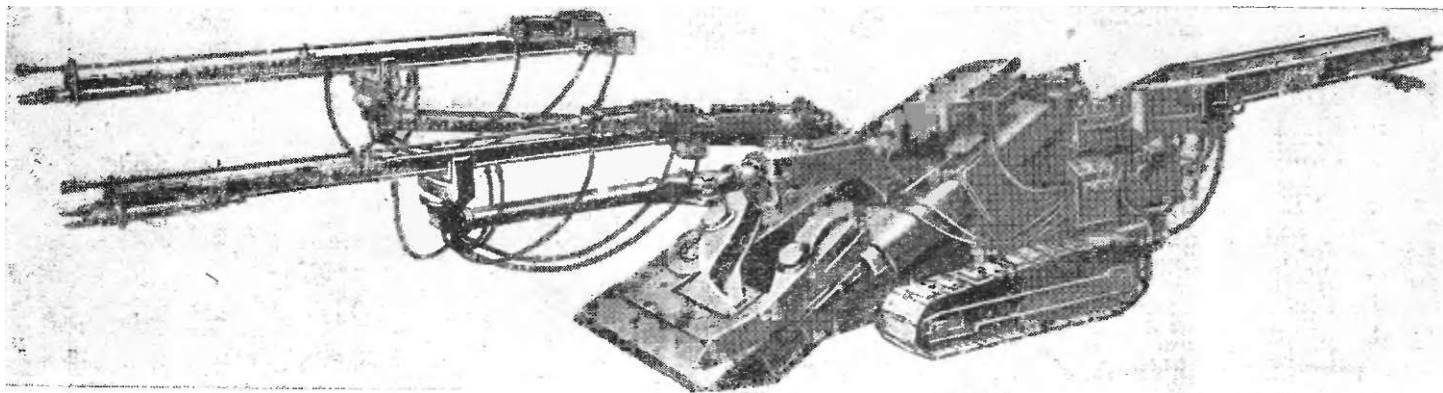


Рис. 119. Самоходная буро-погрузочная машина БПМ-2

так как одновременно является и погрузочной машиной. Масса машины 8,5 т.

Самоходная буровая установка СБУ-4 (рис. 120) оборудована четырьмя машинами ударно-вращательного действия. Предназначена для очистных забоев рудных шахт и для проведения вырабо-

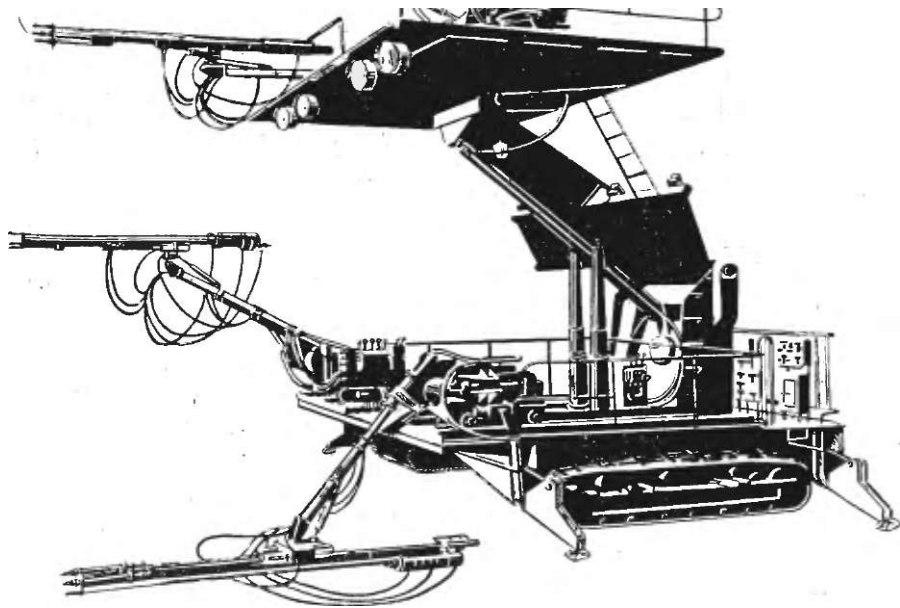


Рис. 120. Самоходная буровая установка СБУ-4

ток большого сечения. Масса машины 26,7 т, длина 8 м, ширина 3,2 м, высота 3,4 м. Машина может обуривать забои высотой от 6 до 12 м и шириной до 8 м.

Установки ударно-вращательного бурения более производительны и экономичны, чем буровые каретки с колонковыми молотками (БК-4, БК-5 и т. п.).

§ 59. Ударно-вращательные буровые машины для вертикальных стволов шахт

Для бурения шпуров в забое вертикальных стволов ЦНИИПодземшахтострой разработал установку БУС-1. После промышленных испытаний была выпущена более совершенная установка

БУС-1М (рис. 121). Она имеет станину 1, которая подвешивается к подъемному канату и во время работы на забое опирается на шаровое основание 2 и три откидные лапы 3. К станине крепятся три манипулятора 4 с салазками 5. На салазках, оборудованных автоподатчиками, перемещаются машины ударно-вращательного действия.

Вращатель создает крутящий момент 1000 кгсм , частота ударов—4000 в минуту, энергия удара 7 кгм , длина хода автоподатчика 2500 мм , расход воздуха $20 \text{ м}^3/\text{мин}$. Масса установки 1970 кг ,

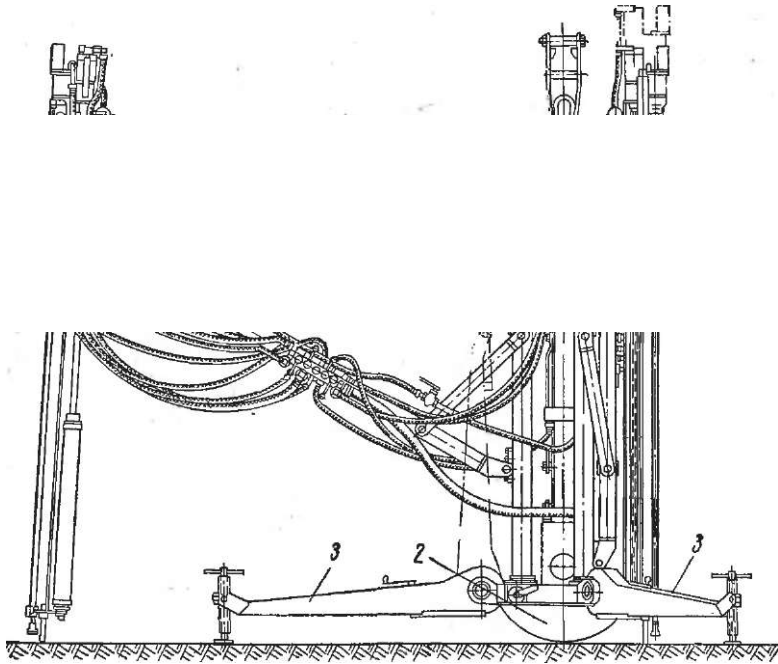


Рис. 121. Буровая установка БУС-1м

высота в сложенном состоянии 3800 мм , диаметр 1300 мм . Установка может обуривать забой диаметром от 5 до $7,9 \text{ м}$. Установка обслуживают три бурильщика. Скорость бурения по песчанику ($f—6—8$) одной машины $0,4—0,6 \text{ м/мин}$ при диаметре шпура 52 мм . Забой диаметром 6 м обуривается по песчанику за 2 ч .

Проходят испытания установки БУКС-1 и БУКС-2, предназначенные для совместной работы с погрузочной машиной проходческого комплекса КС-2у.

Установка БУКС-1 имеет три, а установка БУКС-2 — четыре буровые ударно-вращательные машины БУ-1. Масса установки $3—3,7 \text{ т}$. Расход воздуха $30—36 \text{ м}^3/\text{мин}$.

БУРЕНИЕ СКВАЖИН

§ 60. Бурение скважин в подземных выработках

Бурение скважин пневматическими буровыми молотками (штанговое бурение). При подземной разработке рудных месторождений широко применяется отбойка руды с использованием скважин. В крепких рудах неглубокие скважины бурят чаще всего пневматическими буровыми молотками: восстающие — телескопными,

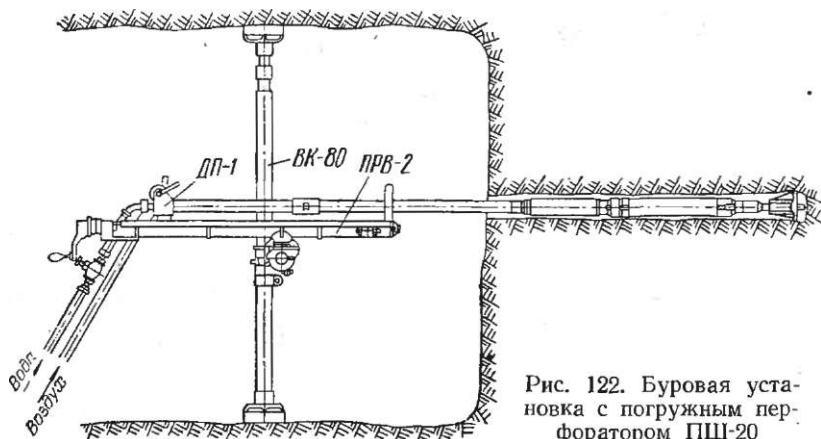


Рис. 122. Буровая установка с погружным перфоратором ПШ-20

а слабонаклонные и горизонтальные — колонковыми. Глубокие скважины бурят погружными пневматическими перфораторами или буровыми станками с шарошечными долотами.

Телескопными молотками бурят скважины глубиной до 6—8 м и диаметром до 70—90 мм. Сменная производительность молотка достигает 10—15 м при рудах с коэффициентом крепости $f=12$ по шкале проф. М. М. Протодяконова. В качестве бурового инструмента применяют свинчивающиеся штанговые буры (поэтому и способ бурения часто называют штанговым) и съемные коронки ступенчатой или обычной формы.

Для удобства наращивания штанг применяют штангодержатели или специальные колонки, на которых крепятся штангодержатели и подающие устройства молотков.

С увеличением длины и массы бурового инструмента сила удара коронки бура по забою скважины уменьшается. В связи с этим понижается и производительность бурения. Расход времени на бурение единицы длины скважины возрастает с ее глубиной и тем быстрее, чем больше диаметр скважины. Чтобы уменьшить вес бурового инструмента, нередко применяют в качестве буровых

штанг трубы наружным диаметром 42 мм. Трубчатые штанги соединяют с помощью ниппелей.

Колонковыми молотками бурят скважины длиной до 10—12 м при диаметре 70—90 мм (реже до 18—20 м при меньшем диаметре). Скважины бурят с промывкой, воду (или воду с раствором смачивателя) подводят с помощью промывочной муфты к буровой штанге, минуя молоток.

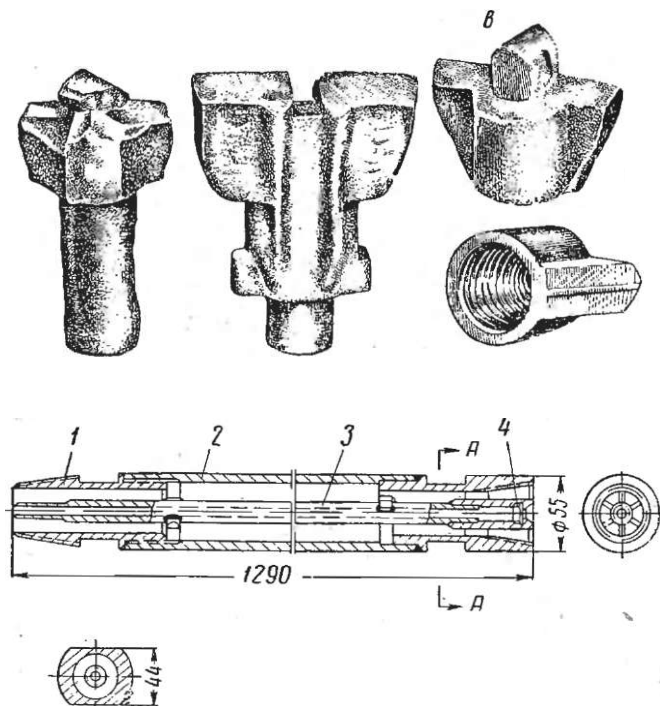


Рис. 123 Буровой инструмент для погружных перфораторов

а — трехперая буровая коронка с центральным опережающим долотом; б — четырехперая коронка с двумя опережающими перьями; в — двухперая коронка с опережающим долотом и съемным хвостовиком; 2 — двухтрубная штанга; 1 — наконечник; 2 — воздушная труба; 3 — водяная труба; 4 — уплотнительное кольцо

Бурение скважин погружными перфораторами. Для бурения глубоких скважин (10—50 м) в породах крепких и средней крепости применяют погружные перфораторы. Погружной перфоратор представляет собой гладкостенный пневматический буровой молоток (рис. 122), который вместе с буром погружается в скважину по мере ее выбуривания. Молоток закреплен на штанге — трубе, наращиваемой по мере бурения скважины. Он снабжен коротким буром со ступенчатой коронкой (рис. 123). Диаметр коронки на 10—20 мм больше наружного диаметра молотка. Хвостовик

бура закреплен в патроне-буродержателе так, что может перемещаться вдоль оси на 20 мм. Поворот буры в погружных перфораторах осуществляется, как и в обычных буровых молотках, посредством храповично-винтового механизма.

Погружной перфоратор ПШ-20 имеет сдвоенный цилиндр и поршень. Он крепится к двухтрубной штанге. По внутренней трубе подается вода для промывки скважины, а по межтрубному кольцевому зазору — воздух для работы перфоратора. Концевая буровая штанга крепится держателем ДП-1 в салазках колонкового молотка с ручной или автоматической подачей. Масса перфоратора 20 кг, податчика — 32 кг и колонки — 30 кг. Глубина бурения 50 м, диаметр коронки 90 мм, скорость бурения 50 мм/мин по породе с коэффициентом крепости $f = 10$ по шкале проф. М. М. Протодьяконова.

Для бурения скважин диаметром 150 мм применяется погружной перфоратор ПШ-50. Масса перфоратора $\hat{\text{кг}}$, наружный диаметр 140 мм. Перфоратор крепится к однострубной штанге, по которой подается сжатый воздух для его работы. Вода для промывки подается по резиновому шлангу, прикрепленному к перфоратору. Скорость бурения 45—50 мм/мин по породе с коэффициентом крепости $f = 10$.

Кроме погружных перфораторов с поворотным механизмом широко применяются погружные перфораторы без поворотного механизма — пневмоударники с вращательными станками, в которых бур поворачивается вместе с перфоратором, а последний получает вращательное и поступательное движение посредством штанг от буровых станков, располагаемых у забоя выработки.

На рис. 124 показан буровой станок НКР-100 для бурения скважин диаметром 105 мм, глубиной до 80 м. Его жесткой базой являются корпус электродвигателя 1 и неподвижного патрона 2. К этой базе крепятся отражательный щит 3 и двухцилиндровый пневмоподатчик 4, штоки которого соединены с корпусом узла подающего патрона 5. В патронах 2 и 5 зажимается став буровых штанг 6. На переднем конце става укреплен пневмоударник 7 типа М-1900, а к другому концу крепится с помощью сальниковой муфты 8 шланг, подводящий водо-воздушную смесь для бурения и очистки скважины. Станок крепится к распорной колонке 9 двухшарнирной связью и может поворачиваться на любой угол в горизонтальной и вертикальной плоскостях. По высоте колонки его перемещают ручной лебедкой 10. Операции перехвата штанг механизированы.

При рабочем ходе сжатый воздух поступает в камеру подающего патрона 5, перемещает поршень 11 назад и зажимает штангу кулачками. Одновременно в неподвижном патроне 2 сжатый воздух перемещает поршень вперед и разжимает кулачки. Поступая в цилиндры пневмоподатчика, сжатый воздух двигает подающий патрон со штангой вперед. В крайнем переднем положении подающий патрон с помощью тяги и рычага поворачивает золотник, изменя-

ющий направление подачи воздуха в патроны и пневмоподатчик. В неподвижном патроне перемещением поршня назад зажимается штанга, а в подающем поршень идет вперед и отжимает кулачки. Пневмоподатчик передвигает подающий патрон в крайнее заднее положение и золотник поворачивается снова.

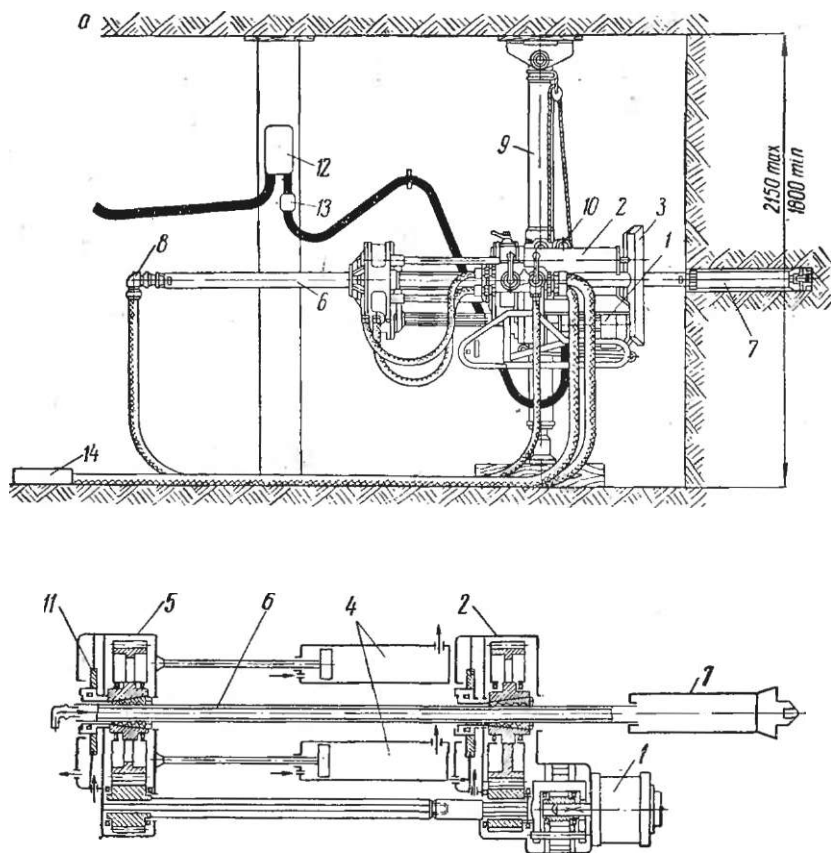


Рис. 124. Буровой станок НКР-ЮО с погружным перфоратором М-1900:

а — общий вид; б — кинематическая схема; 1 — электродвигатель; 2 — неподвижный патрон; 3 — шит; 4 — пневмоподатчик; 5 — подающий патрон; 6 — штанга; 7 — пневмоударник; 8 — сальниковая муфта; 9 — колонка; 10 — ручная лебедка; 11 — поршень подающего патрона; 12 — магнитный пускатель электродвигателя; 13 — кнопка пускателя; 14 — автомасленка

Благодаря автоматическому перехвату штанг и перемещению подающего патрона затраты времени на вспомогательные операции уменьшаются. Ввиду этого, а также вследствие большего осевого усилия производительность станка НКР-100 выше, чем станка БА-ЮОм, в котором перехват штанг не автоматизирован. При бурении скважин на руднике им. Губкина (КМАруда) по микро-

кварцитам с коэффициентом крепости $f = 16\text{--}18$ средняя сменная производительность станка БА-100 составила 13,7 м, а средняя стойкость коронки 1,64 м. Начальный диаметр скважины 103 мм, конечный 97 мм, глубина 50 м. Стоимость бурения составила около 8 руб/м, стоимость дробового бурения на этом же руднике равна 27 руб/м.

Сравнивая погружные перфораторы с поворотным механизмом (ПШ-20, ПШ-50) с пневмоударниками — погружными перфораторами, получающими вращение от отдельного привода (БА-100, БМК-4, НКР-100 и др.), можно отметить следующее: перфораторы первого типа портативны и удобны в работе; перфораторы второго типа требуют применения тяжелых буровых станков, что является их недостатком. Однако перфораторы второго типа имеют более высокую производительность, так как работают по принципу вращательно-ударного бурения.

Пневмоударники со станками целесообразно применять в более крепких породах для бурения глубоких скважин и при веерном их расположении; перфораторы ПШ-20 и ПШ-50 — при параллельных и менее глубоких скважинах.

Техническая характеристика погружных перфораторов приведена в табл. 10 приложения.

Вращательное бурение скважин кольцевыми режущими коронками с твердыми сплавами. В породах с коэффициентом крепости не более 6—8 по шкале проф. М. М. Протодяконова вращательное бурение можно производить с помощью стальных кольцевых коронок, армированных резцами из твердых сплавов. Коронка ввинчивается в колонковую стальную трубу диаметром, равным диаметру коронки, и длиной от 1 до 4,5 м. Колонковая труба служит для размещения керна. Она соединяется с колонной трубчатых штанг. Штанги имеют длину 1,5—4,5 м и соединяются между собой ниппелями.

Колонна штанг, получая вращательное и поступательное движение от бурового станка, заставляет коронку врезаться в породу и выбуривать кольцевую выемку. На свободный конец штанги надевается сальник, через который в колонну непрерывно подается вода, выносящая из-под коронки разбуренную породу.

Керн по заполнении им колонковой трубы отрывают от забоя и выдают из скважины! Бурение при этом прекращают и из скважины извлекают колонну штанг и колонковую трубу с керном.

Расход воды на промывку скважины устанавливают из расчета, чтобы скорость восходящей струи была 0,25—0,30 м/сек, т. е. приблизительно 1 л/мин на 1 мм диаметра коронки. При бурении горизонтальных и наклонных скважин расход воды в 3—4 раза меньше.

Для вращательного бурения кольцевыми коронками в подземных условиях применяются буровые станки ГП-1, БД, КА-2М-300, ЗИВ-150 и др. Техническая характеристика станков для бурения скважин приведена в табл. 10 приложения.

Алмазное бурение. Алмазное бурение применяется в крепких и очень крепких породах в случае невозможности использования кольцевых коронок с лезвиями из твердых сплавов. В породах с коэффициентом крепости $f > 12$ по шкале проф. М. М. Протодьяконова применяют алмазные кольцевые коронки, в менее крепких породах — сплошные (рис. 125). Наружный диаметр коронки 36—85 мм, толщина режущего кольца 8 мм.

Алмазные коронки армируют следующим образом. Порошкообразную смесь меди, вольфрама и алюминия смешивают с мелкими техническими алмазами, которые занимают до 30—40% общего объема смеси. Количество алмазов в режущем кольце состав-

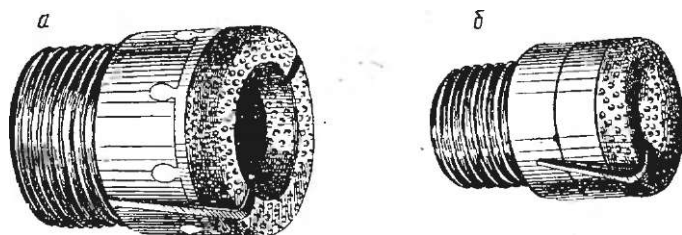


Рис. 125. Алмазные коронки:

а — кольцевая; б — сплошная

ляет 4—6 каратов (1 карат равен 0,2 г). Алмазы применяются мелкие: 100—400 шт. на 1 карат. Смесь засыпают в матрицу и прессуют при давлении 500—700 кг на 1 см² сечения алмазной коронки, а затем нагревают до 1100° С. В результате этого алмазы закрепляются в твердом металлическом сплаве. Режущее кольцо коронки припаивают к короночному кольцу бронзой. При бурении металлический сплав кольца истирается быстрее алмазов и последние, выступая на поверхности коронки, разрушают породу. Бурение ведется при непрерывной подаче воды. Коронка до полного износа пробуривает в крепких породах до 60 м скважин. Производительность бурения — до 10 м в смену по породам с коэффициентом крепости $f = 14$.

Вращательное бурение скважин шарошечными долотами. Бурение скважин шарошечными долотами применяется в крепких и очень крепких породах. При этом способе бурения порода разрушается не срезыванием, как обычно при вращательном бурении, а раздавливанием и скалыванием ее зубьями шарошечного долота.

На рис. 126, а, показано двухшарошечное долото, снабженное двумя шарошками 1 конусной формы, которые укреплены на лапах 2 посредством цапф и шариковых опор качения 3. Шарики введены через отверстия в лапе и закрыты металлическим пальцем 4. На верхнем конце долота имеется конусный шип с резьбой, посредством которого оно соединяется с пустотелой штангой, служащей для сообщения долоту вращательного и поступательного движения, а также для подачи к нему промывочной воды.

Обе шарошки армированы стерженьками 5 из твердых сплавов ВК-11 или ВК-15 высотой 14 мм и диаметром 12 мм. Стерженьки твердых сплавов (зубки) располагаются на шарошках несимметрично, с переменным шагом. Несимметричное расположение резцов обеспечивает попадание одной их части на гребни между впадинами, образованными другой частью, что облегчает разрушение породы (рис. 126, в).

Скорость бурения пропорциональна осевому усилию на долото в степени t ($1 < t < 3$) и скорости вращения. Однако при скорости вращения более 200 об/мин вследствие значительной вибрации штанг и станка приращение скорости бурения снижается и уменьшается стойкость долота.

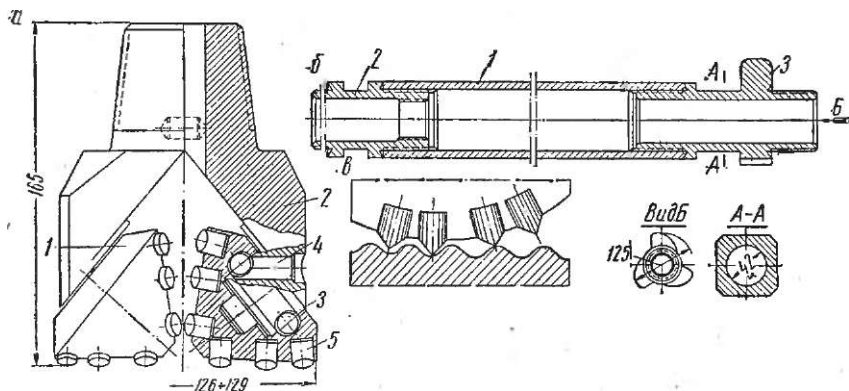


Рис. 126. Шарошечное долото и штанга:

а — двухшарошечное долото; б — штанга с опорным фонарем; в — действие зубков на забой при несимметричном расположении их в шарошке

При бурении в крепких и весьма крепких породах число оборотов долота рекомендуется принимать 50—150 в минуту, а осевое усилие 30—40 кг на 1 мм диаметра долота.

Буровые штанги имеют диаметр 89, 76 и 64 мм в зависимости от диаметра скважины. Во избежание продольного изгиба под влиянием большого осевого усилия на штанги ставят опорные фонари (см. рис. 126, б).

При бурении в трещиноватых породах целесообразно применять трехшарошечные долота. Их стойкость выше в 1,5 раза, чистая скорость бурения — в 1,2 раза, сменная производительность — в 1,6—1,8 раза по сравнению с двухшарошечными долотами.

По мере затупления долота происходит уменьшение его диаметра, поэтому последующее долото должно иметь диаметр на 4—5 мм меньше предыдущего. Во избежание значительного уменьшения диаметра скважины применяют долота с расширителями (рис. 127). Расширители — шарошки цилиндрической формы, укрепленные в корпусе долота выше основных конических шаро-

шек. Они расширяют скважину в результате обработки ее боковой поверхности.

При бурении шарошечными долотами необходимо вести интенсивную промывку забоя скважины; скорость восходящего потока воды в кольцевом пространстве между штангой и скважиной должна быть не менее $0,8-1$ м/сек. При бурении горизонтальных и наклонных скважин расход воды в $3-4$ раза меньше ($50-80$ л/мин).

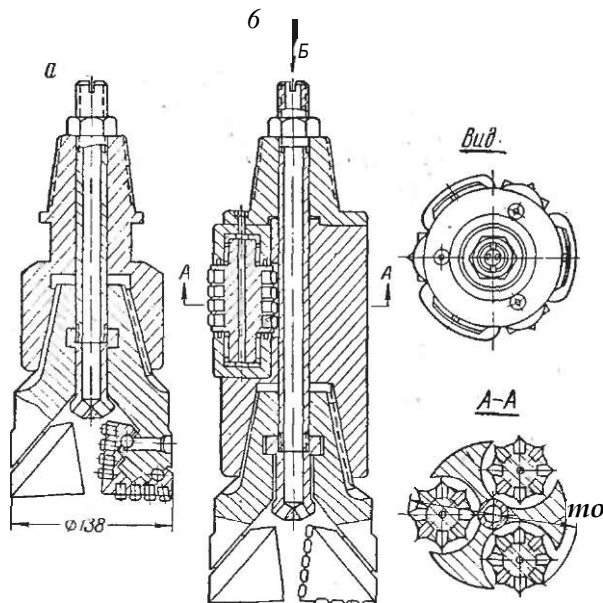


Рис. 127. Трехшарошечное долото ДШ-10:

а — без расширителя; б — с расширителем

Для шарошечного бурения применяют буровой станок СБ-4 (рис. 128). На раме станка 1 укреплены электродвигатель 2 и вращатель 7, передающий вращение пустотелому шпинделю 8 с зажимным патроном 6. К корпусу вращателя прикреплены гидравлические цилиндры 4. В них перемещаются поршни со штоками. Передние концы штоков соединены траверсой 3, которая охватывает передний конец пустотелого шпинделя и заставляет его перемещаться вперед и назад в зависимости от направления движения поршней.

Колонна штанг проходит сквозь пустотелый шпиндель и закрепляется в нем патроном 6. К задним концам гидроцилиндров шарнирно прикреплен штангодержатель 5, удерживающий штангу при холостом передвижении шпинделя. Гидропривод (двигатель, насос, бак с маслом и кран управления) смонтирован на отдельной раме. Осевое усилие на шпиндель и долото зависит от давления

масла в гидроцилиндрах и может изменяться в широких пределах. Изменение числа оборотов шпинделя производится заменой шкивов. Техническая характеристика станка СБ-4 приведена в табл. 10 приложения.

При бурении скважин диаметром 140 мм станками СБ-4 и трехшарошечными долотами ДШ-10 на Сокольном руднике по породам с коэффициентом крепости f — 14—18 были получены следующие результаты: скорость бурения до 12 м в смену; стоимость бурения 1 ж скважины 25 руб.; стойкость долота 14 м при $f = 14$ и 4 м — при $f = 18$.

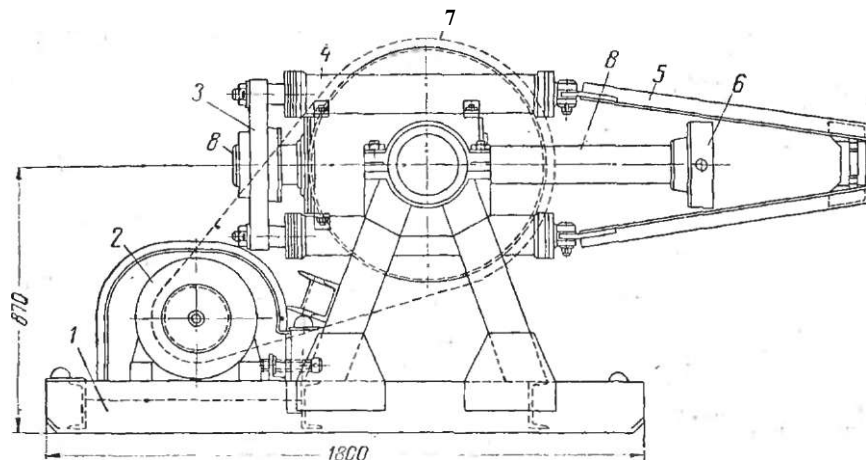


Рис. 128. Буровой станок СБ-4

Средняя скорость бурения погружными перфораторами на этом руднике составляла 8 м в смену, стоимость 1 м скважины 25 руб. Средняя скорость дробового бурения составляла 3 м в смену, а стоимость 1 м скважины 52 руб.

§ 61. Бурение скважин при открытых горных работах

Бурение скважин станками вращательного бурения. Вращательное бурение скважин широко распространено на угольных карьерах как по углю, так и по породам с коэффициентом крепости до 4—5 по шкале проф. М. М. Протодяконова.

В качестве бурового инструмента применяются двухперые или трехперые (для трещиноватых пород) резцы, армированные пластинками твердых сплавов.

Буровые штанги изготовляют из труб. Вокруг трубы по винтовой линии огибают и приваривают стальную полосу (рис. 129). Размеры буровой штанги зависят от диаметра буримой скважины и высоты копра бурового станка. Станками ПБС-110 и БС-110/25 бурят скважины диаметром 110 мм и глубиной до 25 м. Для этих

станков штанги имеют длину 2 м, диаметр труб 51 мм, витки шнека делают из полосовой стали шириной 20—25 мм, шаг витка 60—80 мм. Диаметр шнека должен быть на 10—15 мм меньше диаметра резца.

При бурении скважин диаметром 150 мм штанги изготовляют из труб диаметром 75 мм, длиной 2—4 м, шаг витка 140 мм, диаметр шнека 140 мм.

Для бурения вертикальных и наклонных скважин по углю наиболее широкое применение получил станок БС-110/25 (рис. 130).

На двух лыжах станка, соединенных на концах и посередине поперечными планками, установлен копер 1. Трубы копра на верхнем конце соединены поперечной планкой, на которой закреплен

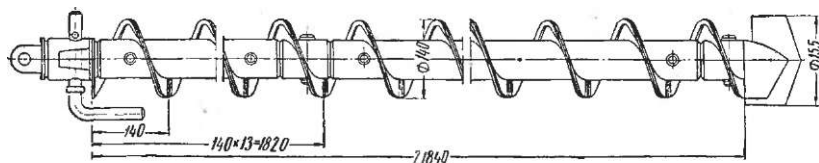


Рис. 129. Буровая штанга

конец каната и блок. С боков и с задней стороны копер имеет укосины. Между трубами копра с помощью лебедки и каната передвигается буровой агрегат. Он состоит из электродвигателя 2 и редуктора 3 с патроном. Электродвигатель и редуктор смонтированы на общей раме 4, к которой прикреплены направляющие лапы, охватывающие трубы копра. Справа у копра смонтирован щиток управления. За копром, на средней части лыж, укреплено шагающее устройство, а на заднем конце лыж — лебедка и электродвигатель для лебедки и шагающего устройства.

Спуско-подъемные операции при бурении производятся с помощью электрической лебедки. Барабан лебедки насажен на вал свободно на втулках. При подъеме он включается ленточным фрикционом и может быть заторможен в любом положении ленточным тормозом. Управление фрикционом и тормозом заблокировано и производится рычагом 7.

Станок обслуживает один рабочий. Масса станка 1100 кг. Сменная производительность станка по углю 100 м, по глинистым сланцам 30—50 м, глубина бурения до 25 м, диаметр скважин 110 мм.

Шагающее устройство станка позволяет передвигать его со скоростью 300 м/ч (от скважины к скважине). На дальние расстояния его перетаскивают тягачом.

Станок БСН является вариантом станка БС-110/25; в нем благодаря шарнирным связям мачта может наклоняться для бурения скважины под углом 60—90° к горизонту.

Для бурения скважин диаметром 150 мм применяется станок СВБ-2 на гусеничном ходу (рис. 131). В кабине станка расположены лебедка для спуска-подъема бурового агрегата и электро-

двигатель мощностью 14 *квт*, обслуживающий лебедку и гусеничный ход станка. Мощность электродвигателя бурового агрегата 40 *квт*. Станок может бурить вертикальные и наклонные (до 60° к горизонту) скважины.

Техническая характеристика станков вращательного бурения приведена в табл. 11 приложения.

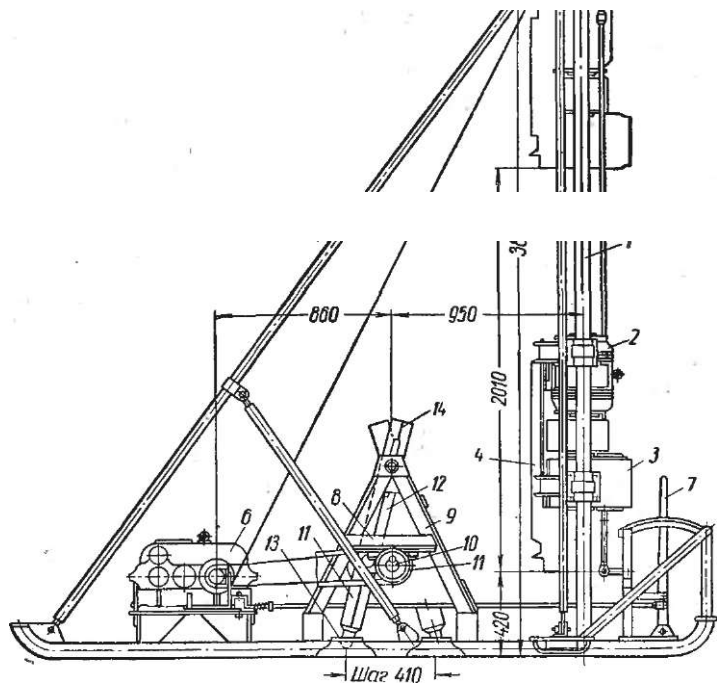


Рис. 130. Станок БС-110/25:

1 — копер; 2 — двигатель бурового агрегата; 3 — редуктор; 4 — рама бурового агрегата; 5 — канат; 6 — электролебедка; 7 — рычаг управления лебедкой; 8 — кривошипно-крейцкопфный механизм шагания; 9 — козлы; 10 — коленчатый вал; 11 — звездочка цепной передачи; 12 — стойка; 13 — пята; 14 — направляющий паз

Бурение скважин ударно-канатными станками. Принцип ударно-канатного бурения заключается в следующем. К концу каната прикрепляется тяжелый (500—2000 *кг*) буровой инструмент, заканчивающийся долотом. С помощью станка буровой инструмент поднимают на высоту 0,9—1 м над забоем скважины и сбрасывают. При падении долото наносит удар по забою скважины и разрушает породу. Перед каждым ударом буровой инструмент поворачивается на некоторый угол. При бурении в скважину подли-

вают воду, в результате чего разрушенная порода превращается в шлам, который время от времени вычерпывают.

Станки ударно-канатного бурения применяют для бурения скважин в карьерах с высотой уступов от 5 до 30 м при породах с коэффициентом крепости $f = 5\text{--}V\text{--}20$.

Комплект бурового инструмента, называемый буровым снарядом, состоит из долота, ударной штанги и канатного замка.

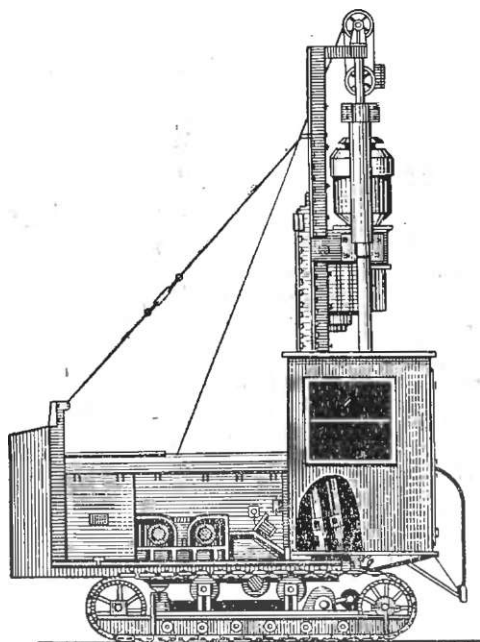


Рис. 131. Буровой станок СВБ-2

10 м, диаметр 0,65—0,80 номинального диаметра скважины; масса от 400 до 2400 кг. Верхний конец ударной штанги соединяется с нижним концом канатного замка.

Канатный замок (рис. 134, а) с помощью втулки (рис. 134, б) закрепляется на стальном канате (искусственно утолщенный конец каната заклинивается внутри втулки). На шейке замка 1 снаружи имеется резьба для облегчения захватывания его ловильным инструментом в случае обрыва каната. В корпусе 2 замка сделан ряд отверстий 3 для выхода воздуха и устранения компрессии при перемещении втулки в канале замка. Диаметр втулки на 3—5 мм меньше диаметра канала замка, благодаря чему она может свободно проворачиваться в последнем.

В период подъема бурового снаряда канат растягивается и раскручивается. Буровой снаряд при этом поворачивается на некоторый угол вокруг своей оси. В начале падения бурового сна-

Долото (рис. 132) имеет длину от 1,5 до 0,7 м, диаметр стержня долота составляет 0,75—0,80 номинального диаметра скважины (диаметра головки долота или длины ее лезвия). Головка долота бывает зубильной, фасонной и крестообразной формы. Первая применяется в плотных породах, другие — в трещиноватых. Масса долота при длине его 1500 мм составляет от 115 кг (для скважины диаметром 150 мм) до 320 кг (для скважины диаметром 300 мм). Ударная штанга (рис. 133), служащая для утяжеления долота, соединяется с ним конусным резьбовым замком. Длина штанги 4—

ряда на забой канат разгружается и скручивается, втулка вращается вместе с канатом в канатном замке, а буровой снаряд падает на забой, не вращаясь. Благодаря вращению снаряда при подъеме долото разрушает породу равномерно по всему забою скважины.

Скважину чистят с помощью желонки 1 (рис. 135), опускаемой на канате, прикрепленном к дужке 2. Язык 5, упираясь в забой скважины, поднимает сидящий на режущем башмаке 4 клапан 3 и шлам заполняет желонку. По извлечении желонки из скважины ее отводят в сторону от скважины, и, приподнимая крючком язык и клапан, выпускают шлам.

Из станков ударно-канатного бурения наиболее широко применяются станки БУ-2-20 и БС-1. Техническая характеристика их приведена в табл. 12 приложения.

Принцип действия станка заключается в следующем (рис. 1 Qfi, -Л T2,,

lob, c). Вращение от электродвигателя 20 передается ременной передачей главному валу 16. От вала вращение передается попеременно либо рабочему барабану 15 через фрикционную муфту, либо зубчатому колесу 18 через фрикционную муфту, либо желоночному барабану 19 через фрикционные шкивы, либо ведущим звездочкам гусеничного хода 9 (при передвижении станка).

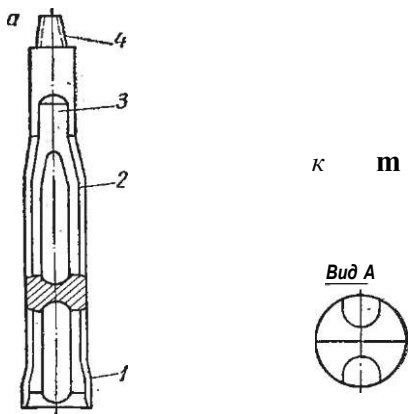


Рис. 132. Долота для ударно-канатного бурения:

1 — лопка долота; 2 — стержень; 3 — лыска для ключа; 4 — конус с резьбой

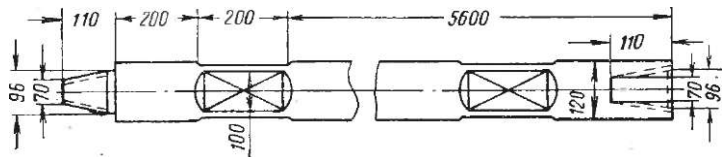


Рис. 133. Ударяющая штанга

Во время бурения вращение от рабочего вала передается только зубчатому колесу 18 с кривошипно-шатунным устройством. При вращении колеса шатун 17, ведомый пальцем кривошипа, вынуждает балластную раму 13 с балансирующим роликом II совершать качательные движения. При опускании ролика 11 канат 21 натягивается и буровой снаряд 6 поднимается над забоем скважины. При поднятии балансирующего ролика канат, разгружается и буровой снаряд падает на забой. Канат 21 закреплен на рабочем барабане 15.

Для извлечения бурового снаряда из скважины отключают от вала зубчатое колесо 18 и подключают барабан 15, который, вращаясь, наматывает канат и поднимает буровой снаряд из скважины.

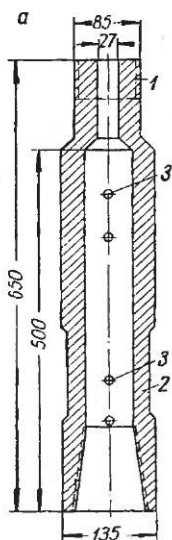


Рис. 134. Кабельный замок

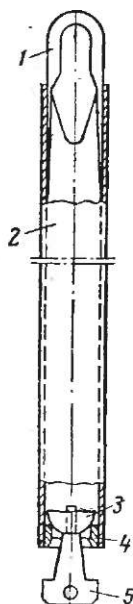
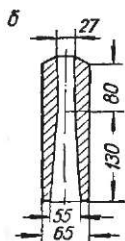


Рис. 1135. Желонка

При чистке скважины в нее опускают желонку 8, слегка притормаживая желоночный барабан 19. Для подъема желонки вводят в зацепление фрикционные шкивы вала 16 и желоночного барабана.

При работе станка на уступе его в целях безопасности располагают перпендикулярно фронту забоя не ближе 3—2,5 м от кромки уступа. Раму станка с помощью домкратов приводят в горизонтальное положение и закрепляют станок. Забуривание ведут при уменьшенном количестве ударов и с применением забурной трубы длиной 1,2—1,5 м. В процессе бурения бурильщик следит за натяжением каната и по мере углубления скважины оттормаживает рабочий барабан, позволяя ему немного поворачиваться и подавать канат в скважину. В процессе бурения в скважину подливают воду. Расход воды составляет от 20 до 120 л на 1 м скважины. В породах средней крепости и крепких чистку производят через 0,5—1 м, расход воды 50—80 л/м; в породах ниже средней крепости — через 1,5—2 м, расход воды 30—60 л/м; в породах сильно трещиноватых — через 3—5 м, расход воды более 80 л/м, так как часть шлама уходит по трещинам.

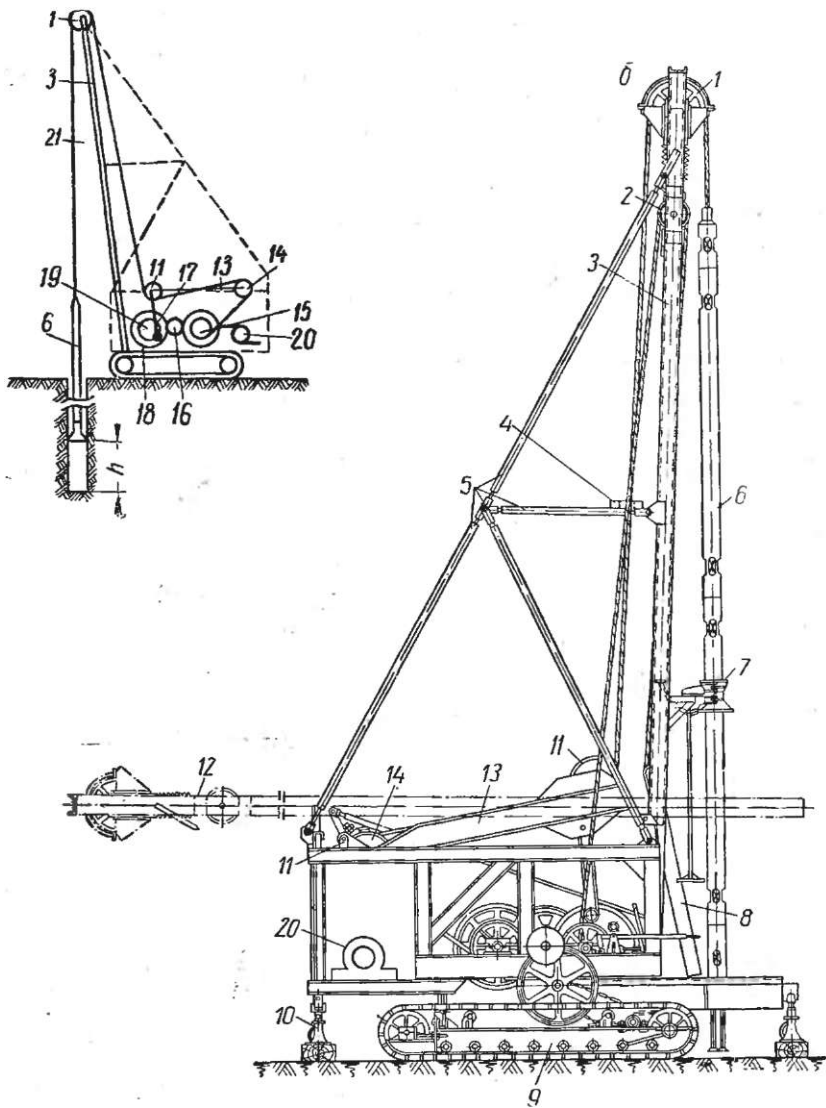


Рис. 136. Ударно-канатный станок БУ-2-20:

а — схема, поясняющая принцип действия станка; б — общий вид станка; 1 — головной ролик; 2 — желоночный ролик; 3 — канат; 4 — люнет для каната; 5 — растяжки; 6 — буровой снаряд; 7 — люнет для бурового снаряда; 8 — желонка; 9 — гусеничный ход; 10 — опорный домкрат; 11 — балансирующая рама; 12 — мачта в транспортном положении; 13 — балансирующая рама; 14 — хвостовой ролик; 15 — рабочий барабан; 16 — главный вал; 17 — шатун; 18 — зубчатое колесо с кривошипом; 19 — желоночный барабан; 20 — электродвигатель; 21 — рабочий канат

Чистка скважин в породах слабых занимает до 30% времени чистого бурения, а в очень крепких породах — около 10%. Однократная чистка скважины занимает в среднем 4 мин, смена долота — 18 мин; передвижка станка от одной скважины к другой 25—30 мин; прием и сдача смены, осмотр и смазка станка — 30 мин.

Масса бурового снаряда должна быть тем большей, чем больше диаметр скважины и крепость породы. На основании практики масса бурового снаряда может быть определена по формуле

$$Q = qd, \quad (101)$$

где Q — масса бурового снаряда, кг;

q — масса бурового снаряда, приходящаяся на 1 мм длины лезвия; она должна быть равной 2 кг/мм при бурении в слабых породах ($l = 3$), 3—4 кг/мм — в средних ($l = 4-8$) и 4—6 кг/мм — в крепких породах;

d — номинальный диаметр скважины, мм.

Фактический диаметр скважины обычно на 5—10% больше номинального (вследствие разработки ее стенок) в крепких породах, на 15—20% — в породах средней крепости и на 20—30% — в слабых породах.

Сменная производительность станка может быть определена из следующих условий:

работа ударов бурового снаряда за минуту равна

$$An - T^{\wedge} - mjhn = 5,6mhn, \quad (102)$$

где A — работа одного удара, дж;

n — количество ударов за 1 мин;

m — масса бурового снаряда, кг;

h — высота падения (подъема) бурового снаряда, м;

j — ускорение при падении бурового снаряда, в зависимости от количества шлама и его концентрации изменяется от 4,8 до 6,4 м/сек², принимаем $l = 5,6$ м/сек²;

сменная (за 420 мин) производительность станка равна

$$\bar{L} = \frac{420A_{\text{ш}}}{5,6mhn} = \frac{420 \cdot 5,6mhn}{5,6mhn} = \frac{1560mhn}{l}, \quad \text{м/смену}, \quad (103)$$

" T

где γ — коэффициент машинного времени, равный, в среднем 0,55;

S — площадь забоя скважины, м²;

a — удельная работа бурения, т. е. работа, расходуемая для выбуривания 1 м³ скважины, дж/м³. При данном способе бурения и при долотях зубильной, копытной и крестовой формы величина a может быть принята равной (250 000-4-300 000) $a_{\text{в}}$, дж/м³, или $a = (250 000-4-300 000) 100/l$, дж/м³;

где $a_{\text{в}}$ — временное сопротивление породы сжатию, кг/см²;

l — коэффициент крепости породы по шкале проф. М. М. Протождяконова;

d — диаметр скважины, м.

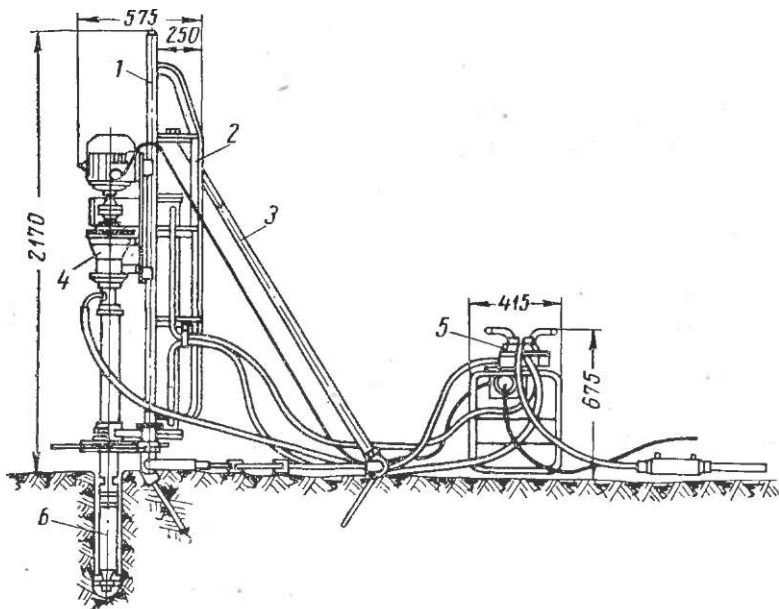


Рис. 137. Буровой станок БМК-4.

1 — рама с податчиком; 2 — салазки; 3 — укосины; 4 — вращатель;
5 — пульт управления; 6 — пневмоударник

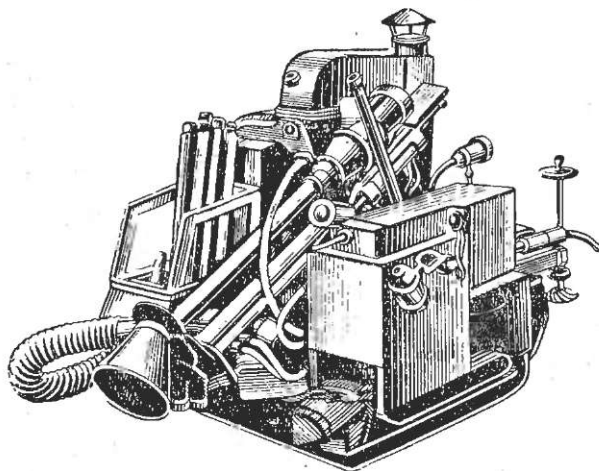


Рис. 138. Самоходный буровой станок СБМК-5

Средняя сменная производительность станка БУ-2-20 при бурении по известняку с коэффициентом крепости $f = 8$ составляет 10—12 м. Стоимость бурения 1 м скважины диаметром 200 мм равна 2,5—3 руб.

Станок БУ-2-20 применяется для бурения скважин диаметром 200—230 мм в крепких породах. Для бурения скважин большого диаметра и в более крепких породах применяется станок БС-1.

Ударно-канатные станки, несмотря на их очень широкое применение (в настоящее время 90—95% скважин в крепких породах бурят этими станками), являются устаревшими и в скором времени будут заменены более прогрессивными станками шарошечного бурения, с погружными перфораторами и огневого бурения.

Станки с погружными перфораторами (пневмоударниками) для бурения скважин. Для бурения скважин диаметром до 105 мм по крепким породам в карьерах применяют станки БМК-4, установленные на салазках (рис. 137), и станки НКР-Ю0 и БА-100, установленные на каретках, что более удобно для работы. Для бурения горизонтальных и наклонных скважин диаметром 105 мм Кыштымский механический завод выпускает самоходные (на гусенич-

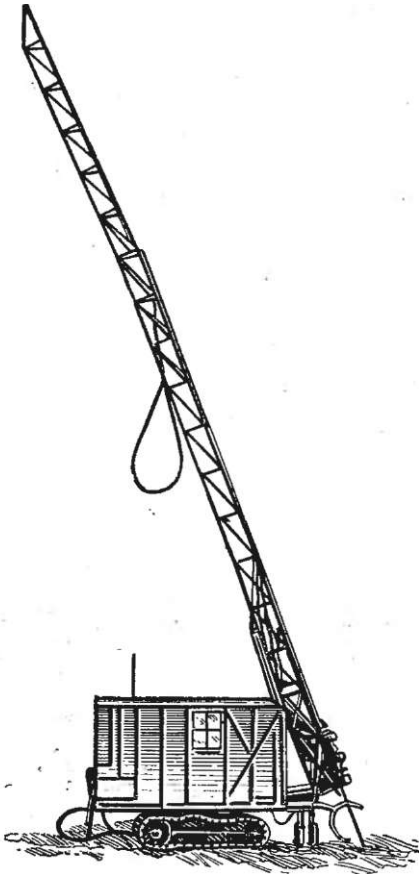


Рис. 139. Буровой станок БМ-150К

ном ходу) станки СБМК-5 (рис. 138) с пневмоударником М-1900УК. Сменная производительность станка 23 м в породах с коэффициентом крепости $f = 10$ —11 и 18 м при $f = 14$ —16. Стоимость 1 м скважины соответственно 0,76 и 1,67 руб.

Для бурения скважин диаметром 155 мм применяется буровой станок БМ-150к. Станок (рис. 139) на гусеничном ходу, оборудован двумя компрессорами К-9 производительностью по 9 м³/мин. Электродвигатель вращателя имеет мощность 7 кет; пневмоподатчик создает осевое усилие до 1000 кг. Энергия удара погружного

¹ Создание и внедрение новой буровой (техники было осуществлено по инициативе акад. Н. В. Мельникова институтами: ВНИИБТ, ИГД им. А. А. Скочинского и ЦНИИПодземщажострой.

перфоратора 12 кгм. Направление бурения ст 0 до 90° к горизон-тали. Масса станка 15 т. Скорость бурения по породам с коэффи-циентом крепости $f = 8$ составляет 20 ж/Ч сменная производи-тельность 45—50 м, стоимость 1 м скважины 2,5 руб.

Техническая характеристика станков с погруженными перфора-торами приведена в табл. 10 приложения.

Станки шарошечного бурения. Станок БАШ-250 (рис. 140) предназначен для бурения вертикальных скважин диаметром 250 мм в породах весьма крепких ($f = 14—16$). Масса станка 50 т,

смонтирован он на гу-сеничном ходу экскава-тора Э-1003. Став буро-вых штанг подается на забой канатно-гидрав-лическим • механизмом, создающим осевое уси-лие до 25 000 кг. Вращающий механизм обеспечивает бесступенчатое регулирова-ние скорости вращения шарошечного долота от 0 до 125 об/мин. Для получения сжатого воз-духа на раме станка ус-тановлены три компрес-сора К-9 с индивиду-альными приводами. В передачах с коэффици-ентом крепости $f = 13—16$ производи-тельность станка составляет 3,5 м/ч, т.е. в 4—5 раз выше, чем ударно-канатного станка БС-1м. Буровая мелочь выду-вается из скважины сжатым воздухом и идет в пылесосадитель.

Станок БСШ-1

предназначен для буре-ния скважин диаметром 250 мм под углом 60—90° к горизонту в по-родах с коэффициентом крепости $f = 6—14$, масса его 36 т. Произ-водительность станка по породам с коэффициентом крепости $f = 8—14$ составляет 8—10 м/ч.

Станок БСВ-1Е, предназначен для бурения скважин диа-метром 200—225 мм под углом 60—90° к горизонту в породах с коэффициентом крепости $f = 6—12$. Производительность в поро-

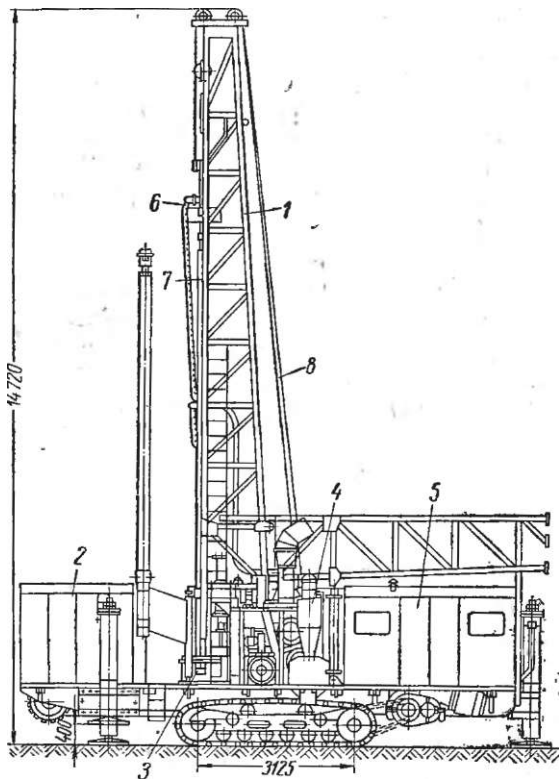


Рис. 140. Буровой агрегат БАШ-250:

1 — мачта; 2 — кабина управления; 3 — ротор; 4 — цик-лон; 5 — компрессор; 6 — сальник-вертлюг; 7 — рабочая штанга; 8 — канаты

дах с коэффициентом крепости f — 8ч-10 составляет 8 м/ч. Масса станка 25 т.

Техническая характеристика станков шарошечного бурения приведена в табл. 11 приложения.

Глава XVI

НОВЫЕ СПОСОБЫ БУРЕНИЯ СКВАЖИН

§ 62. Термическое бурение скважин

Термическое бурение основано на принципе разрушения породы под воздействием высоких термических напряжений, возникающих в ней при интенсивном поверхностном нагреве. Эти напряжения тем больше, чем больше температурный градиент, т. е. перепад температур от нагреваемой поверхности в глубь массива. Величина температурного градиента зависит от плотности теплового потока q на поверхности породы и от теплопроводности породы λ $\frac{\text{ккал}}{\text{м} \cdot \text{с} \cdot \text{град}}$

$$* \gamma = \frac{q}{\lambda} = \text{«УГ - ' . »}$$

п 0 4)

где α — коэффициент теплоотдачи от газового потока к породе, $\frac{\text{ккал}}{\text{м}^2 \cdot \text{ч} \cdot \text{град}}$

t_r и t_n — температура газа и поверхности породы, град.

Для разрушения гранита, например, необходим тепловой поток q — $3,6 \cdot 10^6$ ккал/м²-ч, а для железистого кварцита $5,4 \times 10^6$ ккал/м²-ч. Для получения тепловых потоков такой величины применяют реактивные горелки.

На рис. 141 показана медная реактивная горелка со стальным кожухом, которая крепится к трубчатой штанге. По штанге в кожух горелки подается вода для охлаждения. По двум трубкам, проходящим внутри штанги, к горелке поступает кислород под давлением 15—20 ат и керосин под давлением 8—12 ат. В камеру сгорания вводится смесь кислорода и тонкораспыленного керосина. При сгорании этой смеси под давлением 20—40 ат в реактивной горелке развивается температура до 2000—3000° С. Расширенная в сопловом аппарате горелки газовая струя выбрасывается со сверхзвуковой скоростью (1500—2000 м/сек) на поверхность забоя скважины, мгновенно нагревая тонкий поверхностный слой породы до очень высокой температуры. Вследствие этого в породе возникают большие температурные напряжения и она растрескивается на мелкие частицы. Разрушенная порода выносится из скважины продуктами горения и парами воды, подаваемой для охлаждения горелки. Температуру и скорость газовой струи регулируют так, чтобы избежать плавления породы, иначе скорость бурения резко уменьшается.

Для обеспечения равномерного разрушения породы по всему забою и ровной боковой поверхности скважины штанга с горелкой

вращается со скоростью 6—30 об/мин и плавно подается в скважину по мере ее углубления.

Буровой огнеструйный станок СБО (рис. 142) состоит из основной рамы и гусеничном ходу, кабины и расположенного в ней оборудования. На передней части рамы укреплены мачта 1 и ротор, вращающий буровую штангу с горелкой. Опускание-подъем штанги производится с помощью лебедки и каната 2, к которому подвешивается штанга посред-

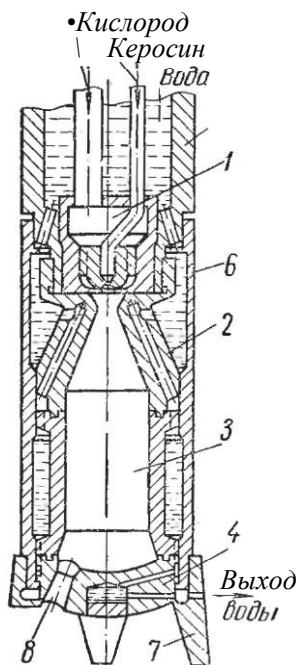


Рис. 141. Схема трехсопловой реактивной горелки:

1 — форсунка; 2 — корпус горелки; 3 — камера сгорания; 4 — головка горелки; 5 — переходник; 6 — кожух; 7 — башмак; 8 — сопло

шлангам. Выходящие из скважины газы и мелкая разбуренная порода отсасываются от скважины и отбрасываются в сторону от станка вентиляционной установкой 3 производительностью 300 м³/мин. Более крупные частицы породы падают вблизи устья скважины.

Станок имеет бак для воды емкостью 3,3 м³, бак для керосина емкостью 0,6 м³ и насосы для подачи воды и керосина к горелке.

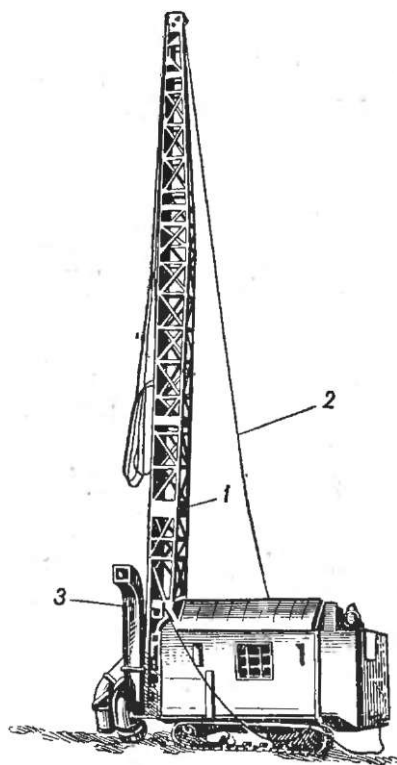


Рис. 142. Станок СБО

ством особого устройства, состоящего из разрезной муфты и тройного вертлюга-сальника, позволяющего подвести к вращающейся штанге кислород, воду и керосин по трем неподвижным

Кислород подвозят в баллонах большой емкости, по 12 баллонов на двухосном прицепе общей емкостью около 730 м³ кислорода.

Масса станка 36,5 т, глубина бурения до 17 м, диаметр скважины 200—250 мм при наружном диаметре горелки 130—160 мм.

При бурении скважин по кварцитам получены следующие результаты: производительность станка 4—7 м/ч, средний расход кислорода 220—240 м³/ч, керосина 110—125 л/ч и воды 2,5—3,6 м³/ч.

Производительность станка СБО в 5—6 раз выше, чем канатно-ударного станка. Термическое бурение наиболее эффективно в весьма крепких кварцсодержащих породах — кварцитах, песчаниках, гранитах и т. п.

Бузулукский завод подготовил, к выпуску новую модель станка — СБО-2. Глубина бурения увеличена до 20 м, автоматизирована подача горелки на забой и подача в горелку компонентов в нужном соотношении, предусмотрена возможность работы горелки на двух режимах — нормальном для бурения скважин диаметром 180—250 мм и форсированном для образования котлов диаметром до 400 мм.

Дальнейшее развитие термического способа бурения в настоящее время идет по двум направлениям:

1) замена газообразного кислорода (расход его при бурении очень велик и в нем ощущается острый дефицит) жидким окислителем (например, азотной кислотой). Это позволит увеличить в несколько раз подачу топлива в горелку и тепловой поток. В результате скорость бурения увеличивается в 5—7 раз;

2) замена газообразного кислорода подогретым сжатым воздухом. Интенсивность теплового потока при этом уменьшится, но в породах, не требующих больших тепловых потоков, способ этот будет вполне эффективен, что уже проверено на Бакальском месторождении железистых кварцитов. Применение воздуха вместо кислорода снизит стоимость бурения.

§ 63. Взрывное бурение скважин

Взрывной способ бурения скважин был разработан во ВНИИБТ и опробован при бурении скважин на нефть в крепких породах, где турбобуры оказывались малоэффективными, а стойкость бурового инструмента низкой.

Принцип взрывного бурения заключается в следующем. По трубам вместе с промывочной жидкостью подают с большой частотой ампулы с жидким ВВ (250—370 ампул в 1 ч). В нижней части колонны буровых труб расположен став утяжеленных буровых труб длиной 24 м, который заканчивается метательным соплом конической формы. При взрыве заряда ампулы порода разрушается за счет удара газов детонации и гидравлического удара промывочной жидкости. Каждый микровзрыв углубляет скважину диаметром 300—500 мм на 5—7 мм. При испытаниях средняя рейсовая скорость бурения составила 1,5 м/ч, средняя стойкость сопел — 50 м.

При турбинном бурении в этих же условиях средняя стойкость турбобура равна 9,85 м, средняя рейсовая скорость бурения— 1,4 м/ч.

Взрывной метод бурения был опробован на Трудовском руднике для проходки скважины диаметром 1,8 м. Скорость проходки составила 8 см в 1 мин чистого времени. Расход ВВ равен 20 кг на 1 м³ породы. Компоненты подавались в забой по отдельным трубам и смешивались непосредственно у забоя.

Способ взрывного бурения скважин еще не отработан окончательно, но он является перспективным.

- Другие новые способы бурения (например, ультразвуковой, электроискровой, электрогидравлический) еще не доведены до стадии производственного экспериментирования.

Глава XVII

ЗАПРАВКА И ЗАТОЧКА БУРОВОГО ИНСТРУМЕНТА

§ 64. Заправка и закалка стальных буров и долот

Бурозаправочные станки и процесс заправки. Механическая заправка буров производится с помощью бурозаправочного станка, который представляет собой агрегат, состоящий из трех пневматических молотков различного устройства и назначения. Основой агрегата является вертикально действующий молоток, к цилиндру которого крепятся два горизонтальных молотка, имеющих значительно меньшие размеры.

Вертикально действующий пневматический молоток производит рубку стали (в горячем состоянии), формовку (штамповку) боковой поверхности коронки, калибровку коронки и зажатие стержня бура (во время работы горизонтальных молотков).

Первый горизонтальный пневматический молоток служит для штамповки торцевой поверхности коронки или хвостовика, а второй— для прошивки (восстановления) осевого канала в коронке или хвостовике.

При заправке хвостовиков на конце буровой штанги высаживают буртик и определенной длины хвостовик. Перед заправкой коронки или хвостовика соответствующую часть бура нагревают до 1000—1150° С. Бурозаправочные станки работают при давлении воздуха 5—7 ат, расходуя от 3 до 5 м³/мин воздуха, приведенного к 1 ат.

Сменная производительность бурозаправочного станка около 300—450 восстанавливаемых буровых коронок. При заправке новых коронок производительность составляет 250—300 шт.

Шлифовка торцов хвостовиков производится на шлифовальных станках ПТШ-1.

Нагрев буров при термической обработке буровой стали производят в нефтяных и электрических печах с автоматическим контролем температуры нагрева. В настоящее время наибольшее рас-

пространение имеют нефтяные печи, как более простые. Но электрические печи имеют ряд преимуществ перед нефтяными: равномерность нагрева, легкость и точность регулирования температуры, частота и др.

Закалка буров. Для закалки бур нагревают до $780\text{--}830^\circ\text{C}$, т. е. до температуры на $10\text{--}50^\circ\text{C}$ выше критической, при которой сталь переходит в состояние твердого раствора и теряет магнитные свойства.

Коронки закаливают в металлической или бетонной ванне с проточной водой при температуре $18\text{--}20^\circ\text{C}$. Вода подводится снизу ванны. Водосливная трубка располагается на расстоянии $25\text{--}30\text{ см}$ от дна ванны. Буры ставят в ванну в вертикальном положении на перфорированную решетку, расположенную ниже зеркала воды на $8\text{--}17\text{ мм}$. Глубина погружения решетки изменяется в зависимости от диаметра коронок — бур погружается в воду на двойную высоту лезвия коронки.

Хвостовики буров закаливают в масляной ванне с водяным охлаждением. Хвостовик погружают в ванну на такую глубину, чтобы его буртик был на 2 см ниже уровня масла. Температура масла должна быть около 20°C . Для отвода паров масла ванна закрывается кожухом с вытяжной вентиляцией. В качестве закалочной среды применяют нефть и машинное масло.

Закалка буровых коронок может производиться и токами высокой частоты (рис. 143). При мощности установки до 40 кет нагрев и закалка буровой коронки производятся за 30 сек , а глубина закаленного слоя достигает $7\text{--}8\text{ мм}$. Производительность высокочастотной установки велика и она может быть использована для нагрева и закалки не только буров, но и других инструментов и деталей.

Заправка и закалка долот. Долота делают из углеродистой стали С63 (или другого сорта), диаметр прутков буровой стали должен быть $0,75\text{--}0,80$ номинального диаметра скважины.

Заправка долот производится на долотозаправочных станках. Перед заправкой долота нагревают в электрических или муфельных печах или в кузнечных горнах. Для закалки долота подогревают в этих же печах либо в электрических печах с соляными ваннами, в которых нагревающей средой является расплавленная поваренная соль. Соляные ванны могут применяться для нагрева как перед закалкой, так и при отпуске стали.

При отпуске применяют смесь калиевой и натриевой селитры, температура плавления которой $220\text{--}400^\circ\text{C}$. Поваренная соль имеет температуру плавления 770°C . Во избежание затвердевания соли при погружении в нее холодных долотьев последние подогревают в песочных ваннах до температуры $300\text{--}350^\circ\text{C}$.

Оборудование в долотозаправочной мастерской должно располагаться так, чтобы не было излишнего или встречного перемещения долот. Доставка долот от железнодорожного пути производится

по монорельсам. Затупившиеся долота нагреваются в камерных печах до температуры 1000—1100° С, после чего поступают в долотозаправочный станок. Заправку следует прекращать при температуре 850—800° С. Если к этому моменту заправка не закончена,

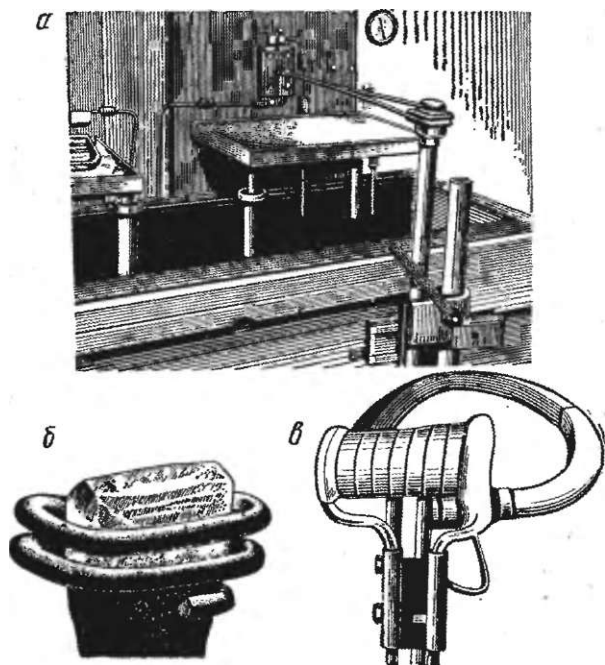


Рис. 143. Высокочастотная установка для нагрева буров:

а — общий вид установки; б — момент нагрева головки бура при впайке пластинки твердого сплава; в — индуктор для нагрева хвостовиков

долото вновь подогревают в печи. После заправки долото нагревают в соляной ванне до температуры закалки и помещают в закалочную ванну.

Долотозаправочный станок ДС-1 позволяет заправлять в смену 25—30 долот; станок обслуживают двое рабочих.

§ 65. Заточка резцов и буровых коронок

Резцы вращательного бурения, армированные пластинками твердых сплавов, затачивают на заточных станках ЗСР-2 (рис. 144) с абразивным кругом чашечной конической формы и специальной державкой, позволяющей производить заточку резцов лед заданными углами. Производительность станка 150—200 резцов в смену.

Для заточки буровых коронок, армированных твердыми сплавами, применяют заточный станок ЗС-1 (рис. 145), оборудованный двумя заточными кругами. Один из них — профильный двухконусный — служит для заточки крестообразных коронок, второй — цилиндрический — для заточки долотчатых коронок. Против абразивных кругов имеются суппорты для установки буровых коронок и подачи их к кругам под нужным углом заточки. Заточка ведется при непрерывной подаче охлаждающей эмульсии. Производительность станка — до 200 коронок в смену.

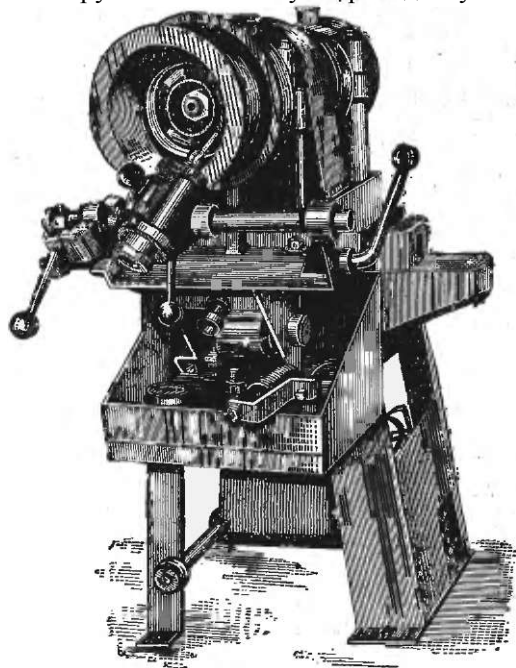


Рис. 144. Станок ЗСР-2 для заточки резцов

Для заточки коронок с твердыми сплавами применяется также андно-механический заточный станок АЗК-2, оборудованный двумя металлическими заточными кругами. Один из них профильной формы для заточки крестовых коронок, другой — цилиндрической.

Принцип андно-механической заточки следующий (рис. 146). Вращающийся металлический диск 1 с зубчатой поверхностью соединяется с отрицательным полюсом цепи постоянного тока и является катодом. Затачиваемая коронка 2 соединяется с положительным полюсом той же цепи и является анодом. Затачиваемая коронка и диск обильно смачиваются электролитом, образующим пленку между коронкой и диском. Ввиду большой плотности подводимого к коронке тока, сопротивление пленки вызывает большое выделение тепла и оплавление тонкого слоя металла на затачиваемой поверхности коронки. Оплавившийся металл удаляется зубьями вращающегося диска катода. Скорость (количество) съема металла и высота затачиваемой поверхности зависят от плотности тока. Чем она больше, тем быстрее идет заточка и грубее получаемая поверхность. Чем меньше плотность тока, тем ровнее затачиваемая поверхность, но медленнее идет заточка. В начале заточки к коронке подводят ток силой 40—50 а, а в конце заточки силу тока уменьшают до 20 а.

Рис. 145. Станок ЗС-1 для заточки коровок:

1 — станина; 2 — шпиндельная головка;
3 — суппорты; 4 — профильный карборундовый круг; 5 — цилиндрический круг;
6 — приспособление для точки камня

+ 0 -МММ/WWW

§ j o J J в

k¹

11 cr

Рис. 146. Электрическая схема анодно-механического заточного стайка АЗК-2.

Оборудование в бурозаправочной мастерской должно быть расположено так, чтобы движение буров от одного рабочего места к другому имело поточный характер.

В настоящее время, когда для бурения применяются главным образом съемные коронки и резцы, армированные твердыми сплавами, основное значение имеют процессы заточки бурового инструмента. Процессы заправки и закалки буров имеют подсобное значение и незначительный объем. Этим определяется количество и расстановка соответствующего оборудования в мастерской.

ПЕРСПЕКТИВЫ ДАЛЬНЕЙШЕГО РАЗВИТИЯ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ В СССР

Техника и организация буровзрывных работ в ближайшие годы должны развиваться в соответствии с основными задачами нашей промышленности — задачами повышения производительности труда, снижения себестоимости продукции, расширения производства.

В связи с этим в области буровзрывных работ необходимо:

- 1) совершенствование и удешевление взрывчатых веществ и средств взрывания, разработка и производство новых предохранительных ВВ, более безопасных и надежных; расширение ассортимента предохранительных ВВ;
- 2) расширение производства установок ударно-вращательного бурения и снижение их стоимости, полное удовлетворение спроса горной промышленности на них;
- 3) расширение производства станков с погружными перфораторами, станков шарошечного и огневого бурения;
- 4) дальнейшее совершенствование бурового инструмента, буровых йанков и установок;
- 5) совершенствование электросверл в направлении снижения веса и получения возможности широкой и независимой регулировки на ходу скорости вращения шпинделя и осевого усилия. Выпуск более совершенных манипуляторов с механическим приводом;
- 6) рационализация методов производства буровзрывных работ с целью повышения их эффективности, безопасности, снижения стоимости и трудовых затрат на единицу продукции;
- 7) совершенствование технологии взрывных работ в шахтах, опасных по газу и пыли, в целях максимального повышения безопасности и эффективности работ. Широкое применение нагнетания воды в угольные пласты перед взрыванием, применение гидрозабойки, водяных и туманных завес;
- 8) разработка методов взрывных работ, исключающих возможность перебора породы и нарушения прочности стенок и кровли выработки при ее проведении;
- 9) дальнейшие научные исследования в области управления действием взрыва на породу.

Этим перечнем далеко не исчерпываются задачи, которые стоят перед работниками горнодобывающей промышленности в области совершенствования буровзрывных работ.

ПРИЛОЖЕНИЕ

Таблица 1"

Промышленные взрывчатые вещества на 1 января 1964 г.

Взрывчатое вещество	Бри- зант- ность, мм	Работо- способ- ность, см'	Скорость ДЖОНАМИ м/сек	Пере- дача детона- ции' СМ	Объем газов взрыва, л/кг (дм ³ /кг)	Теплота взрыва, ккал/кг	$\Gamma_{0,1}$ АДП СМ Г/В	Плотность па- тронирования г/см*	Диаметр патро- нов, мм	Масса пат- ронов, г
---------------------	-------------------------------	----------------------------------	------------------------------	--	--	-------------------------------	------------------------------------	--	---------------------------------	------------------------

Непредохранительные взрывчатые вещества

Класс I. Варыбчатые вещества для открытых работ

А. Гранулированные ВВ для сухих скважин и котлов

Зерногранулит 80/20	—	360—390	3500	—	—	1120	—	0,84	—	—	8
Игданит	13—16	290—380	—	—	660—780	830—1040	—	0,85—0,95	—	—	8
Гранулит АС	—	350—400	3300	—	—	1280	—	0,90	—	—	8
Гранулит С	—	340	2600	—	—	850—930	—	0,85	—	—	8

Б. Литые ВВ для сухих скважин и котлов

Аммотол ТСЛ*	30	1400—4701	—	1—1—1	1120	1—1	—	1—1	—	—	—
--------------	----	-----------	---	-------	------	-----	---	-----	---	---	---

В. Гранулированные ВВ для обводненных и заливаемых водой скважин

Тротил гранулированный .	16	270—300	4000	10	—	1000	—	0,90—1,0	—	—	—
Зерногранулит 50/50 . . .	—	340	4500	—	970	980	—	0,80	—	—	—
Зерногранулит 30/70 . . .	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Алюмотол	—	400—430	—	—	—	1240	—	0,95—1,00	—	—	—

Г. Шнекованные ВВ для обводненных скважин

Шнекованный аммонит В-3	—	370	—	1	—	908	—	1	—	1	—
-------------------------	---	-----	---	---	---	-----	---	---	---	---	---

Продолжение табл. 1

Взрывчатое вещество	Бри- зант- ность, мм	Работо- способ- ность, -М'	Скорость де- тонации, м/сек	Переда- ча де- тона- ции, см	Объем га- зов взрыва, л/кг (дм ³ /кг)	Теплота взрыва, ккал/кг	У С Ю О	Плотность па- тронирования, г/см ³	Ди- аметр патро- нов, мм	Масса пат- ронов, г	Гарантий- ный срок годности, месяцев
---------------------	-------------------------------	----------------------------------	-----------------------------------	--	--	-------------------------------	------------------	---	--------------------------------------	------------------------	---

Д. Порошкообразные ВВ для открытых работ

Аммонит № 9 порошкообразный**	10	300	2500—3500	2	930	845	-	0,90	насып- ная	-	-
Аммонит № 10 порошкообразный**	Н	300	3000—3500	2	915	824	-	0,95	плот- ность	-	-

К л а с с 11. Взрывчатые вещества для подземных работ в шахтах, не опасных по газу и пыли (а также и для открытых работ)

А. Прессованные ВВ

Аммонит скальный №1 ЖВ прессованный	23	450	6000	Б(5)	827	1300	-	1,45-1,50	35-36 44-45	250; 400	12
Аммонит № 6 прессованный ***	20	360	5000—5500	6	893	1030	-	1,25—1,35	35-36	195	6

Б. Патронирование порошкообразные ВВ, не содержащие нитроэфиров

Аммонит-№ 6***	14	360	3600—4200	5	893	1030	-	1,0-1,15	31—32	200; 300	6
Аммонит К» 6 ЖВ	14	360	3600—4200	5(3)	893	1025	-	1,0-1,15	31—32	200; 300	6
Аммонит № 7**	13	350	3600—3900	4	1050	962	-	1,00—1,10	31—32	200; 300	6
Аммонит № 7 ЖВ	13	350	3600—3900	4(3)	1050	960	-	1,00—1,10	31—32	200; 300	6
Водоустойчивый аммо- нал ВА-2	16	400	4000	4(3)	845	1166	-	1,00—1,10	31—32 0 0—0 1	200; 250	6
Динафталит	15	320	3500—4500	5	920	952	-	1,00—1,15	31—32	200; 300	6
Аммонит В-3**	15	370	3850	3(3)	908	980	-	1,00—1,10	31—32	200; 300	6

Продолжение- табл 1.

Взрывчатое вещество	Бризантность, мм	Работоспособность, СМ ⁸	Скорость детонации, м/сек	Передача детонации, см	Объем газов взрыва, д/кг (фм ³ /кг)	Теплота нарыва, ккал/кг	Температура взрыва, °С	Плотность патронирования, г/см ³	Диаметр патронов, мм	Масса патронов, г	Гарантийный срок годности, месяцев
---------------------	------------------	------------------------------------	---------------------------	------------------------	--	-------------------------	------------------------	---	----------------------	-------------------	------------------------------------

В. Патронированные порошкообразные ВВ, содержащие жидкие нитроэферы

Детониты 6А н 10А	16	420	5200	13(7)		1165		1,00—1,20	28-60	200; 3001	
Детонит 15А-10	18	460	4900	17(13)		1340		1,20	24—36		

Г. Пластичные ВВ

Динамит 62%-ный трудно-замерзающий	16	380	2500—7000	6	634	1170	—	1,40—1,45	31—32 44—45	200, 550	6-на натриевой, 8-на калиевой селитре
------------------------------------	----	-----	-----------	---	-----	------	---	-----------	----------------	-------------	--

Предохранительные взрывчатые вещества

Класс III. Предохранительные ВВ ограниченного применения и специального назначения

А. ВВ для работ в породных забоях

Водоустойчивый победит ВП-2**	14	320	4000—4800	6(5)	790	906	2400	1,15—1,25	36	200; 250	8
Водоустойчивый аммонит АП-4ЖВ	13	285	3200—4000	4(3)	756	852	2350	1,00—1,15	36	200; 250; 300	8
Водоустойчивый аммонит АП-5ЖВ . . . ; .	14	320	3300—4000	5(3)	785	890	2375	1,00—1,15	36	200; 250; 300	8
Водоустойчивый Победит ВП-4*	14	320	3800—4500	6(5)	—	860	2100	—	36	300	8

Б. ВВ для гидровзрывных работ

Динамит Д-3*	—	—	—	—	—	—	1 — I	—	—	—	—
----------------------	---	---	---	---	---	---	-------	---	---	---	---

В. ВВ для серных шахт

Серный аммонит № 1	1	ю	220	—	5	—	650	1360	0,95—1,05	131—32	150; 200	6
Серный аммонит № 2	1	8	150	—	4	—	—	—	0,95—1,05	31—32	150; 200	6

Продолжение табл. 1

Взрывчатое вещество	Бризантность, мм	Работоспособность, см*	Скорость детонации, м/сек	Передача детонации, см	Объем газов взрыва, л/кг (дм ³ /кг)	Теплота взрыва, ккал/кг	Температура взрыва, °С	Плотность патронирования, г/см ³ *	Диаметр патронов, мм	Масса патронов, г	Гарантийный срок годности, месяцев
---------------------	------------------	------------------------	---------------------------	------------------------	--	-------------------------	------------------------	---	----------------------	-------------------	------------------------------------

Г. ВВ для шахт, опасных по водороду и углеводородам

Нефтяной аммонит № 3 водостойчивый I	13	220	2500—3200	3(2)	—	700	1925	1,10—1,50	30—32	200	
--	----	-----	-----------	------	---	-----	------	-----------	-------	-----	--

Класс IV. Предохранительные ВВ для взрывных работ по углю

Водостойчивый аммонит ПЖВ-20	13	260	3000—3600	4(2)	710	798	2060	1,00—1,15	36	200; 250	
Мипорит №1*	13	275	3500—4000	4(3)	—	807	2000	—	36	—	

Класс V. ВВ повышенной предохранительности

Угленит Э-6* I	7—10	115—170	—	—	—	—	—	—	—	—	
Новинит № 1* I	13—15	265—290	2500—3000	6(4)	—	—	—	1,10—1,30	—	—	

— * ВВ, имеющие постоянный допуск на предприятиях не всех союзных республик или допущенные к промышленным испытаниям.

** ВВ, допущенные, но не рекомендованные к применению междуведомственной комиссией по взрывному делу.

*** ВВ устаревшие и практически не применяющиеся.

¹ Для водостойчивых аммонитов в скобках указана передача детонации после выдержки в воде.

Таблица 2"

**Удельный расход ВВ (кг/Ж³) при нормальных воронках выброса
и при воронках рыхления
(работоспособность ВВ—280—300 см³)**

Коэффициент крепости породы по шкале проф. М. М. Протогьяконова	Категория породы (шкала Союз-взрывпрома)	Удельный расход ВВ (аммонит № 10) \leq кг/м ³	
		для зарядов нормального выброса	для зарядов рыхления при минных штольнях и шурфах
0,3	I	0,85	
0,5	II	0,95	
0,5	III	1,0	
0,6	IV	1,05	—
0,8—1,0	V	1,05	0,27
1.5-2,0	VI	1,05	—
3 - 4	VII	1,35	0,32
5—6	VIII	1,35	—
5—6	IX	1,50	0,38
5—6	X	1,50	—
8—10	XI	1,80	0,45
8—10	XII	1,95	0,50
12—14	XIII	2,10	—
12—14	XIV	2,4	0,55
16—20	XV	2,55	—
16—20	XVI	2,70	0,60

Таблица 3"

Сравнение классификаций пород

Классификация пород по проф. М. М. Протодякову		Категория по единой классификации Гиредыета	Категория по Союз-взрыв-прому	Классы по Главго-лото	Группы по Криво-му Рогу	Категория по Глав-меди	Категория по Цях-тострою	Категория по ЕНВ и Р	Классификация по буримости (по А. Ф. Суханову) •			
категория	коэффи-циент крепости f								Молоток ПА-23; коронка $d = 42$ мм. армированная сплавом ВК-15			
									Класс породы	Скорость бурения, мм/мин	Расход коронок на 1 м шпура, шт.	
I	20	0 I I	I XVI	11 10	I II III	X IX	Вне ка-тегории	XI XI X	1 2 3	31 40 50	• 1,00 • 0,75 • 0,50	
II a	18 15 12	II III IV	XV—XVI XV	9	IV V VI	VIII VII VI		X IX IX	4 5 6	60 75 90	0,35 0,28 0,15	
III	10	V	XIII—XIV	8	VII	V		VIII	7	110	0,10	
IIIa	8—9	VI	XI—XII	8	VII	V		VIII	8	130	0,07	
IV	6—7	VII—VIII	IX—X	7	VIII	IV		VIII	9	160	0,05	
IVa	5	IX	VIII—IX	6	IX	III		VII	10	200	0,04	
V	4	X	VII	6	X	II		VI	11	250	0,03	
Va	3	XI	VII	5	XI XII	1		V	12	300	0,025	
VI	2	XII	V	4	XIII—XII XV—XVI	E)		V	13	350	0,020	
Via	1,5	XIII	V	4	XV—XVI VIUXVIII			V	IV	14	400	0,018
VII	1,0	XIV—XV	?	3	XIX—XX			VI	III	15	500	0,015
VIIa	0,8	XVI	?	2					II	16	600	0,010
VIII	0,6	XVII	IV	3				II				
IX	0,5	XVIII	II—III	2				I				
X	0,3	XIX	I	1								

Таблица 4"

**Расход аммонита № 9 ($кг/м^3$) при взрывании шпуров и скважин
в уступах (работоспособность 300 $см^3$)**

Метод взрывных работ	Высота уступа, М	Категория крепости породы по шкале Союзвзрыв-прова, 1955 г.						
		IV - VI	VII—VIII	IX - X	XI	XII	XIII	XIV—XVI"
Шпурами	1	0,35	0,40	0,45	0,50	0,55	0,60	0,65
	1,5	0,30	0,35-	0,40	0,45	0,50	0,55	0,60
	2—6	0,25	0,30	0,35	0,40	0,45	0,50	0,55
Скважинами	7—20	0,25	0,30	0,35	0,40	0,45	0,50	0,55 ~

Примечание. При котловых шпурах расход на основное взрывание такой же; на прострелку брать дополнительно 0,7% основного заряда в порках V«IX категорий, 1,4% — в породах X—XIII категории и 2,5% — в более крепких,

Расход ВВ? ($кг/м^3$) в подземных выработках (норматив

Породы и их характеристика	Категория по шкале проф. М. М. Протодьяконова	Коэффициент крепости пород f	Взрывчатые вещества
<p>Наиболее крепкие, плотные и вязкие кварциты, андезиты, базальты и диабазы. Гранит мелкозернистый. Очень плотные мелкозернистые диориты и гранодиориты. Исключительные по крепости другие породы</p>	I	18—20	62%-ный динамит труднозамерзающий Аммонит № 6ЖВ и № 7ЖВ
<p>Очень крепкие гранитовые породы. Кварцевый порфир. Очень крепкий гранит, кремнистый сланец. Менее крепкие, чем указанные выше, кварциты. Самые крепкие песчаники и известняки. Очень крепкие железные руды</p>	II	13—15	62%-ный динамит труднозамерзающий Аммонит № 6ЖВ . и № 7ЖВ
<p>Гранит (плотный) и гранитовые породы. Очень крепкие песчаники и известняки. Кварцевые рудные жилы. Крепкий конгломерат. крепкие железные руды. Крепкий известняк. Некрепкий гранит. Крепкий песчаник, мрамор и доломит. Колчедан</p>	III—IIIa	8—10	62%-ный динамит труднозамерзающий Аммонит № 6ЖВ и № 7ЖВ . . . Аммонит ПЖВ-20
<p>Обыкновенный песчаник, железные руды средней крепости. Песчаные сланцы, сланцевые песчаники. Кварцит с трещинами. Выветрелые граниты, гнейсы и сиениты. Кварцевокарбонатные породы. Слабо выветрелый минерализованный кварцит</p>	IV—IVa	5—6	62%-ный динамит труднозамерзающий Аммонит № 6ЖВ и № 7ЖВ . . . Аммонит ПЖВ-20
<p>Крепкий глинистый сланец. Некрепкий песчаник и известняк. Мягкий конгломерат. Разнообразные некрепкие сланцы. Плотный мергель, конгломераты с галькой из осадочных пород на кремнистом цементе, сильно выветрелые коренные породы: диориты, граниты, сиениты, габбро и порфиры. Антрациты слитные с включением колчедана</p>	V—Va	3—4	62%-ный динамит труднозамерзающий Аммонит № 6ЖВ и № 7 ЖВ . - Аммонит ПЖВ-20
<p>Мягкий сланец, очень мягкий известняк, мел, каменная соль, гипс, мерзлый грунт, антрацит. Обыкновенный мергель. Разрушенный песчаник. Цементированная галька и каменный грунт. Щебенный грунт. Разрушенный сланец. Слежавшаяся галька, крепкий каменный уголь. Отвердевшая глина. Углистые сланцы</p>	VI—Via	2—1,5	62%-ный динамит труднозмерзающий Аммонит № 6ЖВ и № 7ЖВ . . . Аммонит ПЖВ-20

Таблица 5"

ные данные б. Министерства угольной промышленности СССР)

Сечение выработки в проходке, м ²									
горизонтальной и наклонной				вертикального ствола					
4-6	7-9	10-11	13-15	16-20	21-25	26-30	31-36	36-40	41-45
4,36	4,00	3,70	3,40	3,12	2,91	2,54	2,36	2,20	2,00
4,80	4,40	4,07	3,74	3,43	3,20	2,79	2,60	2,42	2,20
3,63	3,31	3,04	2,88	2,70	2,40	2,20	2,10	1,90	1,70
4,00	3,64	3,35	3,17	2,97	2,68	2,42	2,31	2,09	1,87
2,74	2,50	2,30	2,15	1,96	1,80	1,60	1,47	1,36	1,26
3,01	2,75	2,56	2,37	2,16	1,98	1,76	1,62	1,50	1,40
3,92	3,58	3,29	3,07	2,80	2,57	2,29	2,10	1,95	1,80
1,70	1,58	1,45	1,36	1,23	1,10	1,02	0,93	0,86	0,80
1,87	1,74	1,60	1,50	1,35	1,21	1,12	1,02	0,95	0,88
2,43	2,26	2,07	1,95	1,76	1,57	1,46	1,33	1,23	1,15
1,04	0,96	0,90	0,84	0,78	0,70	0,64	0,59	0,54	0,51
1,14	1,06	1,00	0,93	0,86	0,77	0,70	0,65	0,60	0,56
1,49	1,37	1,29	1,20	1,12	1,00	0,92	0,84	0,77	0,73
0,64	0,58	0,54	0,50	0,46	0,42	0,38	0,34	0,32	0,30
0,70	0,64	0,60	0,55	0,51	0,46	0,42	0,37	0,35	0,38
0,92	0,83	0,77	0,72	0,66	0,60	0,54	0,49	0,46	0,43

Таблица 6"

Ручные электросверла

Показатели	Марки электросверл								
	ЗР-12 (Ди- стан- цион- ное)	ЭР-15	ЭР-16	ЭРП-20	ЭВР-19Д	СЭР-19Д	СЭР-20	СРП-1	СА-1
	13,5	15	16	20	18	19	20	23	29
Получасовая мощность на шпинделе, <i>квт</i>	1,0	1,0	1,0	1,0	1,2	1,3	1,4	1,4	1,4
Скорость вращения шпинделя, <i>об/мин</i>	580	880	535	360/535	338/690	338/690	338/690	525/920	506/144
Скорость подачи, <i>мм/мин</i>	-	-	-	660/980	-	-	-	68/125	" 68
Крутящий момент на шпинделе, <i>кгсм</i>	170	110	185	275/185	347/170	347/170	405/192	365/148	480/1340
<i>и-м</i>	17	11	18,5	27,5/18,5	34,7/17	34,7/17	40,5/19,2	36,5/14,8	48/134
Основные размеры, <i>мм-</i>									
	400	335	340	420	414	414	414	-	-
ширина	315	316	316	316	316	316	316	-	-
	215	245	245	270	230	230	230	-	-

Таблица 7"

Колонковые электросверла

Показатели	Марки электросверл		
	ЭБ К-2а	ЭБК-5	ЭП с (гидроподачей)
Мощность электродвигателя, <i>квт</i>	3,7	4,6/3,8	3,0
	2,7	-	-
Скорость вращения, <i>об/мин:</i>	2930	3000/1500	2850
	116—310	120/60—420/210	155—305
	187	104/52—369/184	До 2000
	600 (6)	1500 (15)	1200 (12)
	1020 (102)	-	-
	950	870	900
	120	110	105
	Основныe размеры, <i>мм:</i>	1490	1298
	382	407	400
	360	356	370

* Указаны минимальные и максимальные величины.

Таблица 9

Телескопные буровые молотки

Показатели	Марки молотков			
	ПТ-29	ПТ-36	ПТ-5с	ПТ-45и
	34	38	47	45
	1305	1360	1320	1500
	76	10Э	76	76
	45	–	63	63
	2500	2900	1750	1750
	50	–	135	135
	3,5 (35)	6,0 (60)	6,0(60)	6,0(60)
	150(15)	–	180(18)	180(18)
	–	–	3,3	3,3
	3,2	4,2	4,0	4,0
	67	46	80	46—65
	650	650	1000	615
	140 (1,4)	185(1,85)	152 (1,52)	160(1,6)
	3	–	8	10
	345	260—360	–	280

Таблица 10"

Станки для бурения скважин

Показатели	Погружные перфораторы с поворотным механизмом для подземных работ		Станки с погружным перфоратором (пнеumoударником) М-1900 и с пневмоподатчи ками				Станок вращательного бурения АБВ-2 (с пневмоподатчиком)	Станки шарошечного бурения	
	ПШ-20	ПШ-50	Для открытых работ БМ-150К	Для подземных работ				Б СШ-2 (с гидроподатчиком)	СБ-4 (с гидроподатчиком)
				X o < на	ПС-1	НКР-ЮО			
Глубина бурения, м	50	50	19	50	50	80	40	50	50
Диаметр скважины, мм	90	150	155	100	100	105	91	125	160
Мощность электродвигателя, кет . . .			7,0	2,8	4,5	2,8	3 2	11,0+2,8	14,0+2,7
Скорость вращения шпинделя, об/мин	100	80	80	83	160	76	До 335	100—250	100
Длина подачи, мм	1080	1080	500	400	300	360	500	400	530
Усилне подачи, кг	100	300	1000	600	600	600—1200	450	600	6000
Размеры перфоратора, мм:									
длина	760	738		522	522	522			
диаметр наружный	80	140		86	86	86			
диаметр внутренний	60/58	110/112	—	62	62	62			
Длина хода поршня, мм,	55	43		75	75	75			
Число ударов в минуту	1700	2400		1900	1900	1900	—		
Работа удара, кгм	6,0	16,0		7,5	7,5	7,5			
Расход воздуха, м ³ /мин	3,2	10,0		6,0	6,0	6,0			
Размеры станка, мм:									
длина			8000	1670	1180	1300	1550	1900	2500
ширина			3000	700	1000	640	800	1100	750
высота . . . 7		2000	2000	590	600	650	1100—1550	1175—1475	1200
Масса станка, кг	20—64	50—200	15000	480	270	345	190	1170	1050
Угол бурения скважин по отношению к горизонту, °		0—360	60—90	0—360	0—360	0—360		0—360	0—45
Расход воды, л/мин	—			12	12	12	—		

Примечания. 1. Станки БА-100К и НКР-100 применяют и на открытых работах, устанавливая их на каретках.
2. Станок БМ-150К оборудован перфоратором М-150.

Станки вращательного бурения, применяемые в карьерах **Таблица 11**

Показатели	Станки вращательного бурения для некрепких пород			Станки шарошечного бурения для крепких пород	
	ПБС-110	БС-110/25	СВБ-2	БАШ-250	БСВ-1Е
Масса станка, кг	495	1100	10000	50000	25000
Мощность двигателя бурового агрегата, кет	7,8—10	10	40	274 общая	188 общая
Скорость вращения штанги, об/мин	220	220	120; 100	110	67; 124
Мощность двигателя для перемещения станка, кет	Нет	2,8	14,0	-	-
Скорость перемещения, км/ч	-	0,25	1,60	-	-
Глубина бурения, м	25	25	25	50	20
Диаметр скважины, мм	110	110	150	150	225
Производительность (м/смену) при бурении: по углю	120—150	150—180	150—180	-	-
по сланцам f = 4	-	30—50	30—50	3,5 м/ч при f = 13-4-16	8 м/ч при f = 8-г-10
Размеры станка, м					
длина	3,30	3,20	4,13	10,40	5,98
ширина	2,00	2,00	2,81	4,70	3,96
высота	3,70	3,80	6,03	14,72	11,54

Ударно-канатные станки, применяемые в карьерах **Таблица 12**

Показатели	Марка станков		
	БС-1	«Уралец» БУ-2-20	УКС-2М
Длина рамы станка, м	7,0	6,0	5,8
Ширина рамы станка, м	3,48	2,70	2,30
Высота станка м:			
с опущенной мачтой	3,8	3,5	2,8
с поднятой мачтой	15,0	12,0	12,7
Длина станка при перевозке, м	7	11	8
Высота мачты от основания станка до центра рабочего шкива, м	15,1	11,6	12,0
Мощность электродвигателя, кет	40(75)	18,7	20
Наибольшая масса бурового снаряда, кг	1700*/2700**	1300	1300
Масса станка без бурового снаряда, т	20,8	11,1	7,6
Наибольшая возможная глубина бурения скважин, м	300	300	300
Наибольший возможный диаметр скважин, мм	300	300	600
Число ударов бурового снаряда в минуту	48—52	52—56	40—50
Высота подъема бурового снаряда, м:			
наибольшая	1,2	1,1	1,0
наименьшая	0,60	0,45	0,45
рабочая	0,90	0,95	1,00
Диаметр рабочего каната, мм	22,0—26,0	19,5	21,5
Диаметр желоночного каната, мм	14,0	13,0	15,5
Передача от электродвигателя к главному валу	Кли пере-	Плоско-	ременная

* При мощности электродвигателя 40 кет.

** При мощности электродвигателя 75 кет.

Таблица 13"

Единицы измерений физических величин и переводные коэффициенты [32]

Наименование величины	Система единиц	Единица измерения	Сокращенное обозначение	Размер единицы	Коэффициент приведения к единицам СИ
Механические единицы					
	СИ и МКГСС . .	Метр	<i>м</i>	ГОСТ 9867—61	
	СГС	Сантиметр	<i>см</i>		1 <i>см</i> = 10 ⁻² <i>м</i>
	Внесистемные единицы	Микрон	<i>мк</i>		1 <i>мк</i> = 10 ⁻⁶ <i>м</i>
	СИ	Килограмм	<i>кг</i>	ГОСТ 9867—61	
	СГС	Грамм	<i>г</i>		1 <i>г</i> = 10 ⁻³ <i>кг</i>
	МКГСС	Килограмм-сила-секунда в квадрате на метр	<i>кгс-сек²/м</i>		1 <i>кгс-сек²/м</i> = 9,80665 <i>кг</i>
	СИ, СГС и МКГСС	Секунда		ГОСТ 9867—61	
	Внесистемные единицы	Час	<i>сек_ч</i>		1 <i>ч</i> = 36·10 ² <i>сек</i>
		Минута	<i>мин</i>		1 <i>мин</i> = 6·10 <i>сек</i>
	СИ, СГС и МКГСС	Радян	<i>рад</i>	ГОСТ 9867—61	
	Внесистемные единицы	Градус			1° = $\frac{\pi}{180}$ <i>рад</i>
	СИ и СГС	Герц	<i>гц</i>	(1): (1 <i>сек</i>)	
Угловая скорость	СИ, СГС и МКГСС	Радян в секунду	<i>рад/сек</i>	(1 <i>рад</i>): (1 <i>сек</i>)	
	Внесистемные единицы	Оборот в минуту	<i>об/мин</i>		1 <i>об/мин</i> = $\frac{2\pi}{60}$ <i>рад/сек</i>
	СИ и МКГСС . .	Метр в секунду	<i>м/сек</i>	(1 <i>м</i>): (1 <i>сек</i>)	
	СИ	Килограмм на кубический метр	<i>кг/м³</i>	(1 <i>кг</i>): (1 <i>м</i>) ³	

	СИ	Ньютон
	СГС	Дина
	МКГСС	Килограмм — сила
	СИ	Ньютон на кубический - метр
	СГС	Дина на кубический сантиметр
	МКГСС	Килограмм-сила на кубический метр
	СИ	Джоуль
	СГС	Эрг
	МКГСС	Килограмм-сила-метр
	Внесистемные единицы	Ватт-час
	СИ	Ватт
	СГС	Эрг в секунду
	МКГСС	Килограмм-сила-метр в секунду
	Внесистемные единицы	Лошадиная сила
Давление (механическое напряжение)	СИ	Ньютон на квадратный метр
	СГС	Дина на квадратный сантиметр
	МКГСС	Килограмм-сила на квадратный метр
	Внесистемные единицы	Бар

(1 кг)-(1 м): (1 сеп)

$$(1 \text{ е})-(1 \text{ см}): (1 \text{ сек})^2 \quad 1 \text{ дин} = 10^{-5} \text{ н}$$

$$1 \text{ кгс} = 9,80665 \text{ н}$$

(1 к): (1 м)*

$$(1 \text{ дин}) \text{ з } (1 \text{ см})^8 \quad 1 \text{ дин/см}^* = 10 \text{ н/м}^8$$

$$(1 \text{ кгс}): (1 \text{ м})^3 \quad 1 \text{ кгс/м}^a = 9,80665 \text{ н/м}^3$$

(1 К)-(1 М)

$$(1 \text{ дин})-(1 \text{ см}) \quad 1 \text{ эрг} = 10^{-7} \text{ джк}$$

$$(1 \text{ кгс})-(1 \text{ м}) \quad 1 \text{ кгс-м} = 9,80665 \text{ джк}$$

$$1 \text{ вт-ч} = 3,6 \cdot 10^3 \text{ джк}$$

(1 дж): (1 сек)

$$(1 \text{ эрг}): (1 \text{ сек}) \quad 1 \text{ эрг/сек} = 10^{-7} \text{ вт}$$

$$(1 \text{ кгс})-(1 \text{ м}): (1 \text{ сек}) \quad 1 \text{ кгс-м/сек} = 9,80665 \text{ ет}$$

$$1 \text{ л. с.} = 735,499 \text{ ет}$$

$$1 \text{ л. с.} = 75 \text{ кгс-м/сек}$$

(1 н): (1 иф)

$$(1 \text{ дин}) : (1 \text{ см})^2 \quad 1 \text{ дин/см}^2 = 10^{-x} \text{ н/м}^2$$

$$(1 \text{ кгс}) : (1 \text{ м})^2 \quad 1 \text{ кгс/м}^2 = 9,80665 \text{ н/м}^2$$

$$1 \text{ бар} = 10^5 \text{ н/м}$$

Продолжение табл. 13

Наименование величины	Система единиц	Единица измерения	Сокращенное обозначение	Размер единицы	Коэффициент приведения к единицам СИ
Давление (механическое напряжение)	Внесистемные единицы	Миллиметр ртутного столба	<i>мм рт. ст.</i>		1 мм рт. ст. = 133,322 н/м²
		Техническая атмосфера	<i>ат</i> или <i>кгс/см²</i>	—	1 ат = 9,80665·10⁴
		Миллиметр водяного столба	<i>мм вод. ст.</i>	:	1 мм вод. ст. = 9,80665 к/ж²

Тепловые единицы

Термодинамическая температура (температура)	СИ	Градус Кельвина	°К	ГОСТ 9867—61	
		Градус Цельсия	°С	—	$t = (T - 273,15)$
Количество теплоты	СИ	Джоуль	<i>дж</i>	1 (к)-1 (м)	,
	Внесистемные единицы	Калория	<i>кал</i>	—	1 кал = 4,1868 дж
Килокалория		<i>ккал</i>			1 ккал = 4,1868·10³ дж
Удельная теплота	СИ	Джоуль на килограмм	<i>дж/кг</i>	(1 дж): (1 кг)	—
	Внесистемные единицы	Калория на грамм	<i>кал/г</i>	—	1 кал/г = 4,1868X
		Килокалория на килограмм	<i>ккал/кг</i>	—	

Теплоем- кость систе- мы *	СИ	Джоуль на градус	<i>дж/град</i>	(1 дж): (1 град)	
	Внесистемные еди- ницы	Калория на градус	<i>кал/град</i>		1 кал/град = 4,1868 дж/град
Удельная теплоем- кость	СИ	Джоуль на килограмм- градус	<i>дж/кг-град</i>	(1 дж): [(1 кг)- •(1 град)]	
	Внесистемные еди- ницы	Калория на грамм-гра- дус	<i>кал/г-град</i>		$\frac{1 \text{ кал/г-град}}{1 \text{ ккал/кг-град}} = 4,1868 \frac{\text{дж}}{\text{кг-град}}$
		Килокалория на кило- грамм-градус	<i>ккал/кг-град</i>		

Электрические единицы

Сила тока	СИ	Ампер	<i>а</i>	ГОСТ 9867—61	
Электричес- кое напря- жение	СИ	Вольт	<i>в</i>	(1 вгн) : (1 а)	
		Ом		(1 в): (1 а)	
Электричес- кое сопро- тивление	СИ —				
Работа и энергия	СИ	Джоуль	<i>дж</i>	1 «(»)-(1 м).	
	СГС	Эрг	<i>врг</i>	(1 дит)-(1 см)	1 эрг = 1 • 10 ⁻⁷ дж
	Внесистемные еди- ницы	Электронвольт	<i>ев</i>		1 эв = 1,60207•Ю ⁻¹⁹ I

Примечание. В таблицу включен в ТОЛЬКО единицы измерений, втрр чающися в дерноЯ' крге.

ЛИТЕРАТУРА

1. Андреев К. К. и Беляев А. Ф. Теория взрывчатых веществ. Оборонтиз, 1960.
2. Барон Л. И., Докучаев М. М., Васильев Г. А., Доронищева Л. А. Взрывные работы в горнорудной промышленности. Госгортехиздат, 1960.
3. Баум Ф. А., Станюкович К. П. и Шехтер Б. И. Физика взрыва. Физматгиз, 1959.
4. Бучнев В. К., Бронников Д. М., Васильчиков Н. В., Ганзен Г. А., Шустов Н. В., Фетерович И. И. Справочник по бурению шпуров и скважин на подземных работах. Госгортехиздат, 1962.
5. Власов О. Е. Основы теории действия взрыва. М., ВИА, 1957.
6. Единые правила безопасности при ведении взрывных работ. Госгортехиздат, 1962.
7. Ловля С. А., Горбенко Л. А., Каплан Б. Л. Торпедирование и перфорация скважин. Госгортехиздат, 1959.
8. Покровский Г. И. и Федоров И. С. Действие удара и взрыва в деформируемых средах. Стройиздат, 1957.
9. Покровский Н. М. Сооружение и реконструкция горных выработок. Ч. I. Госгортехиздат, 1962.
10. Протодяконов М. М. Материалы к урочному положению. Изд. ДК Союза горнорабочих СССР, М., 1926.
11. Мельников Н. В., Симкин Б. А., Марченко Л. Н., Демилюк Г. П. Новые средства бурения и взрывания на открытых разработках. Госгортехиздат, 1960.
12. Федоров С. А. Проходка и углубка вертикальных стволов шахт. Госгортехиздат, 1961.
13. Справочник по буровзрывным работам. Госгортехиздат, 1960.
14. Мельников Н. В., Протодяконов М. М. Разрушение горных пород. Госгортехиздат, 1962.
15. Шрейнер Л. А. Физические основы механики горных пород. Госгортехиздат, 1950.
16. Таранов П. Я. Буровзрывные работы. Углетехиздат, 1958.
17. Ханукаев А. Н. Энергия волн напряжений при разрушении пород взрывом. Госгортехиздат, 1962.
18. Недин В. В., Ибраев Ш. И. Буровзрывные работы. Госгортехиздат, 1960.
19. Вопросы теории разрушения горных пород действием взрыва. Сборник, М., Изд-во АН СССР, 1958.
20. Бокый Б. В. Горное дело. Госгортехиздат, 1959.
21. Воздвиженский Б. И., Скорняков А. Л. Бурение взрывных скважин. Госгортехиздат, 1960.
22. Остроушко И. А. Забойные процессы и инструменты при бурении горных пород. Госгортехиздат, 1962.
23. Царицын В. В. Бурение горных пород. Киев, Гостехиздат УССР, 1959.
24. Михайлов В. Г. Сверление шпуров. Металлургия, 1947.

25. Медведев И. Ф., Пуляев А. И. Вращательно-ударное бурение шпуров и скважин. Госгортехиздат, 1962.
26. Вопросы безопасности в угольных шахтах. Сборник трудов МакНИИ. Т. 10. Госгортехиздат, 1960.
27. Суханов А. Ф., Назаров П. П., Кутузов Б. Н., Невский В. Л., Дмитриев А. П., Головин Г. М., Мисник Ю. М., Ханукаев А. Н. Буровзрывные работы. Госгортехиздат, 1962.
28. Миндели Э. О. Буровзрывные работы при проведении горных выработок. Госгортехиздат, 1960.
29. Энциклопедический справочник «Горное дело». Т. 4. Углетехизда'т, 1958.
30. Седов Б. Я., Николаенко А. Т., Юдицкий Г. И. Буровые установки для проходки стволов и скважин. Госгортехиздат, 1962.
31. Будников М. А. и др. Взрывчатые вещества и пороха. ГИОП, Москва, 1955.
32. Бурдун Г.'Д. Единицы физических величин. Государственное издательство стандартов, 1962.

ОГЛАВЛЕНИЕ

Введение

ЧАСТЬ ПЕРВАЯ. ВЗРЫВЧАТЫЕ ВЕЩЕСТВА И ВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ

Глава 1. "Теория взрывчатых веществ

- § 1. Взрыв, взрывчатое вещество, взрывные реакции
- § 2. Кислородный баланс и ядовитые газы взрыва
- § 3. Определение количества газов взрыва
- § 4. Определение теплоты взрыва
- § 5. Определение температуры взрыва
- § 6. Определение давления газов взрыва
- § 7. Скорость взрыва
- § 8. Вопросы теории детонации
- § 9. Способы определения работоспособности, бризантности и степени безопасности ВВ
- § 10. Теория предохранительных ВВ
- § 11. Методы испытания предохранительных ВВ

Глава II. Взрывчатые вещества

- § 12. Классификация ВВ
- § 13. Взрывчатые химические соединения
- § 14. Промышленные аммиачно-селитренные ВВ
- § 15. Нитроглицериновые ВВ
- § 16. Группа промежуточных ВВ
- § 17. Прочие ВВ
- § 18. Средства беспламенного взрывания
- § 19. Испытания ВВ на складах

Глава III. Средства и способы взрывания

- § 20. Средства огневого взрывания
- § 21. Средства электрического взрывания
- § 22. Краткие сведения из теории электродетонаторов
- § 23. Детонирующий шнур и другие средства безкапсюльного взрывания
- § 24. Испытания средств взрывания на складах ВМ
- § 25. Способы взрывания зарядов

Глава IV. Принадлежности взрывания

- § 26. Измерительные и контрольные приборы
- § 27. Источники тока для взрывания электродетонаторов
- § 28. Провода для взрывной сети

Глава V. Хранение и транспортирование взрывчатых материалов. . . .

- § 29. Хранение взрывчатых материалов
- § 30. Учет и подготовка взрывчатых материалов
- § 31. Уничтожение взрывчатых материалов
- § 32. Транспортирование взрывчатых материалов

Глава VI- Механические свойства и классификация горных пород . . .	84
Глава VII. Действие взрыва заряда в горной породе и вопросы теории расчета зарядов.	88
§ 33. Действие взрыва заряда в горной породе	—
§ 34. Вопросы теории расчета зарядов	96
•Глава VIII. Расчет зарядов и производство взрывных работ при открытых горных работах.	99
§ 35. Расчет зарядов выброса и способы производства взрывных работ	—
§ 36. Расчет зарядов рыхления и производство взрывных работ при методе минных штолен.	103
§ 37. Расчет зарядов рыхления и производство взрывных работ при методе скважин.	106
§ 38. Шпуровой метод и дробление негабарита	116
Глава IX. Расчет зарядов и производство взрывных работ при подземных горных работах.	118
§ 39. Расположение шпуров и расчет зарядов для забоев с одной обнаженной поверхностью.	—
§ 40. Расположение шпуров и расчет зарядов для забоев с несколькими обнаженными поверхностями.	134
§ 41. Производство взрывных работ.	144
ЧАСТЬ ВТОРАЯ. БУРОВЫЕ РАБОТЫ	
Глава X. Способы бурения шпуров и скважин и вопросы теории бурения	154
§ 42. Классификация способов бурения	—
§ 43. Принцип и теория вращательного бурения.	155
§ 44. Принцип и теория ударного бурения.	157
§ 45. Принцип и теория ударно-вращательного бурения.	159
Глава XI. Буровой инструмент для бурения шпуров.	160
§ 46. Буровой инструмент для вращательного бурения шпуров	—
§ 47. Буровой инструмент для ударного бурения шпуров	163
§ 48. Буровой инструмент для ударно-вращательного бурения шпуров	168
Глава XII. Буровые машины для вращательного бурения шпуров	—
§ 49. Классификация буровых машин.	—
§ 50. Ручные электросверла	169
§ 51. Ручные пневмосверла и гидросверла.	174
§ 52. Колонковые электросверла	176
Глава XIII. Буровые машины для ударного бурения шпуров.	180
§ 53. Классификация и принцип работы буровых машин.	—
§ 54. Ручные буровые молотки	181
§ 55. Колонковые и телескопные буровые молотки	188
§ 56. Борьба с пылью при буровых работах	190
§ 57. Эксплуатация буровых молотков. Снабжение забоев сжатым воздухом.	193
Глава XIV. Ударно-вращательные буровые машины для бурения шпуров	195
§ 58. Ударно-вращательные буровые машины (установки) для горизонтальных и наклонных выработок.	—
§ 59. Ударно-вращательные буровые машины для вертикальных стволов шахт.	201
Глава XV. Бурение скважин.	203

§ 60. Бурение скважин в подземных выработках	203
§ 61: Бурение скважин при открытых горных работах	211
Глава XVI. Новые способы бурения скважин.	222
§ 62. Термическое бурение скважин.	—
§ 63. Взрывное бурение скважин.	224
Глава XVII. Заправка и заточка бурового инструмента.	225
§ 64. Заправка и закалка стальных буров и долот.	—
§ 65. Заточка резцов и буровых коронок	227
Перспективы дальнейшего развития буровзрывных работ в СССР.	230
Приложение	230
Литература	230

Таранов Петр Яковлевич
БУРОВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ

Редактор издательства *Л. В. Чечков*
Техн. редакторы *З. А. Болдырева, М. А. Кондратьева*
Корректоры *Н. Я. Эппель* и *Р. А. Лангерман*

Сдано в набор .6/Ш 1964 г. Подписано в печать
25/VI 1964 г. Т-10416. Формат бумаги 60X90V₃₃.
Печ. л. 16, Уч.-изд. л. 15,95. Тираж 8700 экз.
Цена 71 к. Заказ № 724/70.

Объявлено в тематическом плане на 1964 г. № 13.

ИЗДАТЕЛЬСТВО «НЕДРА»

Москва, А-47. Пл. Белорусского вокзала, д. № 3

Харьковская типография технической книги
Государственного комитета Совета Министров
Украинской ССР по печати. Харьков,
ул. Энгельса, И

Замеченные опечатки

Стр.	Строка	Напечатано	Должно быть
9	1 снизу	1013 н/лг ²	101325 н/м ²
24	22 сверху	20 г ₀	более 20г ₀
85	1 снизу	объемного веса	плотности
163	16 снизу	участие	участке
220	9 сверху	большого	большого

П. Я- Т а р а н о в . Буровзрывные работы.